



Spis treści



1977 12


sitg

przegląd górnictwa

**Nagrody
Ministra Nauki Szkolnictwa Wyższego i Techniki
w 1977r. za książki wydane przez
Wydawnictwo „Śląsk”**

Minister Nauki Szkolnictwa Wyższego i Techniki przyznał w 1977 r. nagrody niżej wymienionym nauczycielom akademickim — autorom książek, podręczników i skryptów wydanych w 1976 r. przez Wydawnictwo „Śląsk”:

NAGRODA INDYWIDUALNA II STOPNIA

1. *Doc. dr hab. Józef Bańka* — za książkę pt. „HUMANIZACJA TECHNIKI”
2. *Prof. dr hab. inż. Emil Ryszka* za podręcznik pt. „OCHRONA POWIETRZA PRZED ZANIECZYSZCZENIEM W HUTNICTWIE ŻELAZA”
3. *Prof. dr hab. inż. Jerzy Antoniak* za podręcznik pt. „URZĄDZENIA I SYSTEMY TRANSPORTU PODZIEMNEGO W KOPALNIACH”

NAGRODA INDYWIDUALNA III STOPNIA

1. *Doc. dr hab. Mieczysław Syrek* — za książkę pt. „PRZEMYSŁ REGIONU KATOWICKIEGO W LATACH 1945—1975”
2. *Doc. dr Bronisław Sziotka* — za książkę (pracę habilit.) pt. „KONTRASTY SPOŁECZNO-EKONOMICZNE REPUBLIKI FEDERALNEJ NIEMIEC. CYKLE KONIUNKTURALNE LAT 1950—1974”
3. *Prof. dr hab. inż. Władysław Longa* — za podręcznik pt. „NADLEWY DLA ODLEWÓW KRZEPNĄCYCH W FORMACH PIASKOWYCH I METALOWYCH”

NAGRODA ZESPOŁOWA II STOPNIA

1. *Prof. dr hab. Stanisław Mrowec, doc. dr hab. Teodor Werber* — za podręcznik pt. „KOROZJA GAZOWA METALI” (1975 r.)

NAGRODA ZESPOŁOWA III STOPNIA

1. *Prof. dr hab. Jerzy Rokita, doc. dr hab. Joachim Strzoda* — za książkę pt. „METODY OCENY EFEKTYWNOŚCI PRODUKCJI KOPALŃ WĘGLA KAMIENNEGO”

PRZEGLĄD GÓRNICZY

ORGAN STOWARZYSZENIA INŻYNIERÓW I TECHNIKÓW GÓRNICTWA

Nr 12 (952)

Grudzień 1977 r.

Tom XXXIII (LXIV)

Komitet redakcyjny

Redaktor naczelny — mgr inż. Jerzy Malara

Zastępca redaktora naczelnego — doc. dr inż. Leonard Pluta, sekretarz redakcji — mgr Maria Suboczowa, redaktorzy działowi: prof. dr hab. inż. Henryk Gil, mgr inż. Jan Leśkiewicz, prof. dr hab. inż. Andrzej Lisowski, prof. dr inż. Włodzimierz Sikora, dr inż. Adam Szczurowski

Redakcja: Główny Instytut Górnictwa, 40-951 Katowice, Plac Gwarków 1, Pawilon, pok. 148, tel.: 59-26-93

Wydawca: Wydawnictwo „Śląsk”, 40-161 Katowice, ul. A. Czerwonej 51, tel.: 58-32-21
Indeks 37092

TREŚĆ

Barbórka — Dzień Górnika	541	Mgr inż. Roman Mastej, mgr inż. Stanisław Jędrychowski, mgr Andrzej Zieliński: Skomputeryzowany system ewidencji, obliczania i rozliczania wynagrodzeń w kopalniach węgla kamiennego	568
Mgr inż. Zygmunt Skimina, doc. dr inż. Władysław Konopko, mgr inż. Tadeusz Kostyk: Obrót o 180° frontu w ścianie zmechanizowanej	542	Dr inż. Jerzy Józef Winiewski: Równania zanieczyszczenia węgla surowego Górnośląskiego Zagłębia Węglowego skałą płonną	575
Doc. dr inż. Zbigniew Pochciał, dr inż. Antoni Jędrzejowski, dr inż. Stanisław Siewierski: Kowicie elastyczne z głowicami gumowymi	546	Inż. Aleksander Aleksy Piaskowiecki: Podstawowe dane o układach dowierzchni ścianowych w systemie ścianowym poprzecznym z zawalem	580
Prof. dr hab. inż. Antoni Kidybiński, dr inż. Andrzej Michalski: Stateczność a określenie grubości węglowej ławy ochronnej pod słabym stropem	551	Recenzje	586
Mgr inż. Maria Sobolewska: Odporność korozyjna ogniowych powłok cynkowych w agresywnym środowisku kopalnianym	559	Przegląd Zagraniczny	587
Dr inż. Bohdan Nielubowicz: Sposoby uszczelniania podziemnych zbiorników skalnych do składowania ropy, produktów naftowych i paliw gazowych	562	Kronika SIT Górnictwa	592
		Roczny spis treści za 1977 r.	

СОДЕРЖАНИЕ

Приветственная речь послушаю „Дня Шахтёра 1977 г.	541	ния такой технологии и рассмотрены производственные результаты и технико-экономическая эффективность этой технологии.	
Скимина З., Конопко В., Костык Т., Лесневски Ф.: Поворот на 180° фронта очистных работ в механизированной лаве. Пш. гурн. 1977. т. 33, № 12, рис. 6, табл. 1	542	Похциал З., Енджеевски А., Северски С.: Гибкие анкеры с резиновыми головками. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 12, рис. 9, табл. 1, библи. 6 назв.	546
Дано описание подготовки и технологии поворота на 180° фронта очистных работ в лаве, обрабатываемой с обрушением кровли, оборудованной механизированным комплексом ОМКТМ. Определены условия примене-		На основании результатов исследований взаимодействия анкера с кровлей и поведения анкерированной кровли определен принцип выбора типа анкера для очистных выра-	

боток. Рассматриваются конструкция и результаты исследований анкера с резиновыми головками. Определена оптимальная геометрия резиновой втулки и установлено, что наблюдается влияние непостоянных и внезапно нарастающих деформаций горного массива на характеристику работы с резиновыми головками.

Кудыбиньски А., Михальски А.: Устойчивость и определение толщины охранного угольного пласта под слабой непосредственной кровлей. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 12, рис. 8, табл. 1, библи. 9 назв. 551

На основании выполненных модельных расчетов в сетке конечных элементов определены направления и значения напряжений в слабых породах кровли над очистной выработкой, поддерживаемых охранным угольным пластом мощностью 0,20; 0,40; 0,60 и 0,80 м. Даны значения коэффициента надежности (устойчивости) этого слоя для трех типовых величин прочности угля, обозначенных $R_c =$ = примерно 100, 200 и 300 кгс/см². Даны рекомендации по выбору толщины охранных угольных пластов под слабыми кровлями для обеспечения режима устойчивого поддержания кровли очистных выработок.

Соболевска М.: Коррозионная стойкость цинковых покрытий в агрессивной рудничной среде. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 12, рис. 1, табл. 1, библи. 5 назв. 559

Установлено, что скорость коррозии цинковых покрытий зависит от степени загрязнения поверхности и от времени года. Зато в режиме шахтного ствола, где встречается выход минерализованных натуральных вод, прочность цинковых покрытий оказалась достаточной. Также представлены методы дополнительного предохранения цинковых покрытий при помощи хромированных покрытий и красочных слоев.

Нелюбович Б.: Способы уплотнения подземных резервуаров в породе для складирования нефти, нефтяных продуктов и газообразных продуктов. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 12, рис. 12, табл. 5, библи. 6 назв. 562

Представлены способы уплотнения подземных резервуаров в породе и предназначенных для складирования нефти, нефтяных продуктов и газообразного топлива. Рассматриваются способы гидравлического ограничения утечек складированных жидких и газообразных продуктов. Представлены методы уплотнения боков камер подземных резервуаров и отверстий шахтного ствола, соединяющих камеры складских площадок с поверхностью территории. Указывается на целесообразность исследований разработок по созданию наиболее эффективных для польских условий методов построения резервуаров в породе.

Мастей Р., Ендриховски С., Зелиньски А.: Машинизированная система учета, расчета и

отчета о заработных платах и вознаграждениях на каменноугольных шахтах. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 12, рис. 3, библи. 8 назв. 568

Представлены функциональная область и основные решения машинизированной системы учета, расчета и отчета о заработных платах и вознаграждениях на каменноугольных шахтах. Рассматриваются интеграция обработки в рамках системы и виды получаемых отчетных листов. Дан способ составления на ЭВМ анализа заработных плат и вознаграждений.

Виневски Е. Ю.: Формулы загрязнения пустой породой сырого угля Верхнесилезского угольного бассейна. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 12, рис. 3, табл. 2, библи. 8 назв. 575

Используя методы математической статистики доказано, что загрязнение сырого угля пластовых групп 200÷600 Верхнесилезского угольного бассейна пустой породой характерно для определенной группы пластов и зависит от среднего содержания золы в данном сыром угле. Для крупного и мелкого класса сырого угля каждой из перечисленных пластовых групп выводится уравнение регрессии, существо корреляции и регрессии формируется на уровне вероятности $p = 0,99$. Полученные уравнения могут найти применение в прогнозировании качества (загрязнения сырого угля), и дают достаточную для практики проектирования степень точности, выражаемую отклонением Δ для уровня вероятности $p = 0,99$.

Пясковецки А. А.: Основные данные о схемах очистных восстающих в системе разработки лавами, расположенными по простиранию пласта с обрушением кровли. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 12, рис. 13, библи. 9 назв. 580

Представлены и проанализированы некоторые новые схемы очистных восстающих в системе разработки лавами, расположенными по простиранию пласта с обрушением кровли. Дополнено содержание статьи „Схемы ленточных восстающих в системе разработки лавами, расположенными по простиранию пласта”, которая была опубликована в журнале „Пшегленд Гурнич” за 1963 г. в № 7—8. Введены некоторые новые зависимости между элементами этой системы разработки с обрушением кровли и новыми схемами очистных восстающих, которые облегчают выбор более эффективного вида системы выемки. Даны достоинства системы разработки лавами, расположенными по простиранию пласта, с выемкой по восстанью.

Рецензии 586

Зарубежный обзор 586

Хроника Общества Горных Инженеров и Техников 592

Годовой перечень содержания за 1977 г.

CONTENTS

- Greetings for Miners on Miner's Day 1977** . . . 541
- Skimina Z., Konopko W., Kostyk T., Leśniewski F.:** Turn of a powered longwall face by 180°. *Prz. górń.* 1977, vol. 33, No 12, fig. 6, tabl. 1 . . . 542
- Description of preparation and technology of turning a caved longwall face equipped with a powered set OMKTM by 180° is given. Conditions for using such a technology are determined and production results including technical and economical advantages resulting from are discussed.
- Pochciał Z., Jędrzejewski A., Siewierski S.:** Elastic roof bolts with rubber heads. *Prz. górń.* 1977, vol. 33, No 12, fig. 9, tabl. 1, ref. 6 . . . 546
- On the basis of results of tests on interaction between the roof bolts and the roof on behaviour of the bolted roof, the principle of selection of this type of roof bolts for production workings is determined. Design and tests results on roof bolts with rubber heads are discussed. An optimum geometry of the rubber sleeve is determined and it is indicated that no influence of variable and rapidly increasing rock mass strains on the characteristic of work with rubber head is observed.
- Kidybiński A., Michalski A.:** Stability and determination of the thickness of protective coal bench under a weak immediate roof. *Prz. górń.* 1977, vol. 33, No 12, fig. 8, tabl. 1, ref. 9 . . . 551
- On the basis of calculations carried out on models in a net of finished elements, orientations and stresses were determined in weak roof rocks over a longwall face held by a protective coal bench 0.20; 0.40; 0.60 and 0.80 m thick. The values of reliability (stability) index of this bench are given for three typical values of coal strength determined by values R_c = about 100, 200 and 300 kp/cm². Guide lines are given for selection of thicknesses of protective coal benches under weak roofs for ensuring conditions for a static maintenance of roofs at longwall faces.
- Sobolewska M.:** Corrosion resistance of zinc coating in an aggressive mine environment. *Prz. górń.* 1977, vol. 33, No 12, fig. 1, tabl. 1, ref. 5 . . . 559
- Protective properties of zinc coating in an aggressive mine environment are discussed. It was found that the rate of corrosion of zinc coatings depends on the contamination of the surface and on the season while in shafts where bleeds of natural mineralized waters occur, the durability of zinc coating proved to be satisfactory. Methods for an additional protection of zinc coating by means of chromate coating and paint are also presented.
- Nielubowicz B.:** Methods for sealing underground rock reservoirs for storing crude oil, oil products and gaseous fuels. *Prz. górń.* 1977, vol. 33, No 12, fig. 5, ref. 6 . . . 562
- Methods for sealing underground rock reservoirs for storing crude oil, oil products and gaseous fuels are presented. Methods for a hydraulic limitation of leakage of liquid and gaseous products stored are discussed. Methods for sealing the sides of underground rooms-reservoirs and shaft openings connecting the storing rooms with the surface are presented. The author sets forth his view on the utility of undertaking research work on development of methods for construction of rock reservoirs the most advantageous for Polish conditions.
- Mastej R., Jędrychowski S., Zieliński A.:** Computerized system for recording, calculation and accounting wages in coal mines. *Prz. górń.* 1977, vol. 33, No 12, fig. 3, ref. 8 . . . 568
- A functional range and basic solutions of a computerized system for recording, calculation and accounting wages in coal mines is presented. The integration of processing in the frame work of the system is discussed together with the kinds of output sheets obtained. The way of preparation of wage analysis within the computer is given.
- Winiewski J.J.:** Equations for contamination of run of mine coal of the Upper Silesian Coalfield with dirt. *Prz. górń.* 1977, vol. 33, No 12, fig. 3, tabl. 2, ref. 8 . . . 575
- It was proved by using mathematic statistics methods that the contamination with dirt of run of mine coal of seam series 200 to 600 of the Upper Silesian Coalfield is characteristic for the determined seam series and depends on an average ash content of a given raw coal. For a coarse and fine coal sizes of every of mentioned seam series a regression equation is deduced, the significance and correlation of which develop on the probability level $p = 0.99$. The obtained equations may be used for prediction of quality (contamination of the run of mine coal) and give a degree of accuracy sufficient for the coal preparation practice expressed by deviation Δ for the probability level $p = 0.99$.
- Piaskowiecki A.A.:** Basic data on layout of rise headings in mining by rise caved longwall faces. *Prz. górń.* 1977, vol. 33, No 12, fig. 13, ref. 9 . . . 580
- A few new layouts of rise headings in mining by rise caved longwalls are presented and analysed. The paper on „Layouts of belt conveyors rise headings in mining by rise longwall faces” (*Prz. górń.* 1963, No 7—8) is complemented. Some new relations are established between the ele-

ments of mining by caved rise longwall faces and new layouts of rise headings which facilitate the choice of a more effective variation of mining system. Advantages of the rise face system are given.

Books review 586

Foreign review 587

Chronicle of the Association of Mining Engineers and Technicians 592
Index to Przegląd Górniczy 1977

SOMMAIRE

Salutations aux Miners au Jour du Mineu 1977 541

Skimina Z., Konopko W., Kostyk T., Leśniewski F.: Rotation du front d'une longue taille mécanisée de 180°. Prz. gór. 1977, vol. 33, No 12, fig. 6, tabl. 1 542

On a donné la description des préparations et de la technologie de rotation de 180° du front d'une taille froudroyée équipée de l'ensemble mécanisé OMKTM. On a déterminé les conditions de l'application de cette technologie et présenté les résultats de production ainsi que les avantages techniques et économiques obtenus.

Pocheń Z., Jędrzejewski A., Siewierski S.: Boulons d'ancrage élastiques avec les têtes en caoutchous. Prz. gór. 1977, vol. 33, No 12, fig. 9, tabl. 1, réf. 6. 546

Sur la base des résultats des essais sur l'interaction des boulons d'ancrage avec le toit et sur le comportement du toit boulonné on a déterminé le principe du choix du type de boulon pour les exploitations de production. On a présenté la construction et les résultats des essais des boulons d'ancrage avec les têtes en caoutchous. On a précisé la géométrie optimale de la douille en caoutchous et indiqué qu' on a pas observé l'influence des déformations du massif variable et rapidement croissantes sur la caractéristique du travail avec les têtes en caoutchouc.

Kidybiński A., Michalski A.: Stabilité et détermination de l'épaisseur du banc protecteur de charbon sous le faible toit immédiat. Prz. gór. 1977, vol. 33, No 12, fig. 8, tabl. 1, réf. 9 551

Sur la base des calculs effectués aux modèles sur le réseau d'éléments fini on a déterminé les orientations et contraintes dans les faibles roches du toit au-dessus de l'exploitation par longue taille soutenue par un banc protecteur de charbon d'une épaisseur de 0,20; 0,40; 0,60 et 0,80 m. On a donné les valeurs du coefficient de sécurité (stabilité) de ce banc pour trois valeurs typiques de la résistance du charbon déterminées par les valeurs $R = 100, 200$ et 300 kp/cm^2 environ. On a donné les directives pour le choix de l'épaisseur des bancs protecteurs de charbon sous faibles toits pour assurer les conditions du maintien statique du toit en longues tailles.

Sobolewska M.: Résistance à la corrosion des revêtement de zinc dans le milieu agressif de mine. Prz. gór. 1977, vol. 33, No 12, fig. 1, tabl. 1, réf. 5 559

On a présenté les propriétés protectrices des revêtements de zinc dans le milieu agressif de mine. On a constaté que la vitesse de corrosion des revêtements de zinc dépend du degré d'impuretés de la surface ainsi que de la saison. Cependant dans les puits où il y a des suintements des eaux naturelles minéralisées la durabilité des revêtements de zinc s'est avérée satisfaisante. On a présenté aussi les méthodes de protection supplémentaire des revêtements de zinc au moyen des revêtements à base de chromates et revêtements de peinture.

Nielubowicz R.: Méthodes d'étanchéification des réservoirs souterrains en roches pour l'emmagasinage du pétrole, produits de pétrole et combustibles gazeux. Prz. gór. 1977, vol. 33, No 12, fig. 5, réf. 6 562

On a présenté les méthodes d'étanchéification des réservoirs souterrains en roches destinés au magasinage du pétrole, produits de pétrole et combustibles gazeux. On a présenté les moyens d'étanchéification des parois des chambres- réservoirs souterrains et des orifices de puits reliant les chambres-magasins avec la surface. L'auteur exprime son opinion sur l'utilité d'entreprendre les travaux de recherche sur l'élaboration des méthodes de construction des réservoirs en roches le plus avantageuses pour les conditions polonaises.

Mastej R., Jędrychowski S., Zieliński A.: Système informatisé d'enregistrement, calcul et règlements des salaires dans les mines de charbon. Prz. gór. 1977, vol. 33, No 12, fig. 3, réf. 8 568

On a donné la plage de fonctionnement et les solutions essentielles du système informatisé d'enregistrement, calcul et règlement des salaires dans les mines de charbon. On a présenté l'intégration du traitement dans le cadre du système ainsi que les types des feuilles de sortie. On a donné le moyen de préparer les analyses des salaires dans l'ordinateur.

Winiewski J. J.: Equations pour les impuretés du charbon tout-venant du Bassin de la Haute Silesie par la roche stérile. Prz. gór. 1977, vol. 33, No 12, fig. 3, tabl. 2, réf. 8 575

En utilisant les méthodes de statistique mathématique on a démontré que les impuretés du tout-venant des groupes de couches 200 à 600 du Bassin de la Haute Silésie par la roche stérile est caractéristique pour un groupe déterminé de couches et dépend de la teneur moyenne en cen-

dres du charbon tout-venant donné. Pour la tranche granulométrique grosse et fine du tout-venant de chacun des groupes de couches men-tinnés on déduit les équations de regression dont l'identité de corrélation et de regression se dé-veloppe aux niveaux de probabilité $p = 0,99$. Les équations obtenus peuvent être appliquées à la prédiction de la qualité (impuretés du tout-venant) en donnant le degré de précision ex-primé par l'écart Δ pour le niveau de probabilité $p = 0,99$, suffisant pour la pratique de prépara-tion mécanique.

Piaskowiecki A. A.: Données principales sur les dispositions des montages dans les système par longues tailles montantes foudroyées. Prz. gór. 1977, vol. 33, No 12, fig. 13, réf. 9 . . . 580

On a présenté et analysé quelques nouvelles dispositions des montages dans le système par

longues tailles montantes foudroyées. On a com-plété la communication intitulée „Dispositions des montages avec convoyeurs à courroie dans le système par longues tailles montantes” (Prze-gład Górniczy 1963, No 7—8). On a déduit cer-taines nouvelles relations entre les éléments du système par tailles montantes foudroyées et les nouvelles dispositions des montages qui facilitent le choix d'une modification du système d'explo-itation le plus effectif. On a donné les avantages du système par longues tailles montantes

Revue des livres 586

Informations du monde minier 587

Chronique de l'Association des Ingénieurs et Techniciens des Mines 592
Index aux Przegląd Górniczy 1977

INHALT

Grussadresse für Bergmanns zum Bergmanns-tag 1977 541

Skimina Z., Konopko W., Kostyk T., Leśniew-ski F.: Die 180° Umstellung der Abbaufont bei einem mechanisiertem Streb. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 12, 6 Abb. 1 Tab. 542

Angeführt werden die Vorbereitungen und die Technologie zur einer 180° Umstellung des Bruchstrebs ausgestattet mit dem mechanisier-tem Strebkomplex OMKTM. Festgelegt werden Bedingungen zur Anwendung einer solchen Technologie. Besprochen werden Produktions-ergebnisse und technisch-wirtschaftliche Vortei-le, die sich daraus ergeben.

Pochciał Z., Jędrzejewski A., Siewierski S.: Elastische Anker mit Gummiköpfen. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 12, 9 Abb. 1 Tab., 6 Lit. . . . 546

Aufgrund von Untersuchungsergebnissen bei der Zusammenarbeit der Anker mit dem Han-genden und das Verhalten des verankerten Han-genden wurde das Prinzip zur Auswahl des An-kertyps für Abbauräume bestimmt. Besprochen werden Konstruktion und Ergebnisse über An-keruntersuchungen mit Gummiköpfen. Festge-legt wurde die optimale Geometrie der Gummie-büchse, sowie erwiesen, dass kein Wechselein-fluss von stark aufkommenden Deformationen im Gebirge auf die Arbeitscharakteristik mit Gummiköpfen Einfluss nimmt.

Kidybiński A., Michalski A.: Standfestigkeit und die Bestimmung der Schutzkohlenbank bei einem schwachen unmittelbaren Hangendem. Prz. gór., Bd. 33, Nr. 12, 8 Abb., 1 Tab., 9 . . . 551

Aufgrund durchgeführter Modellberechnungen im Netz der finiten Elemente wurden Tenden-

zen und Grössen von Spannungen im schwachen Hangendgestein über dem Strebraum, gestützt durch eine Kohlenschutzbank bei einer Mächtigkeit von 0,20, 0,40, 0,60 und 0,80 m bestimmt. Es wurde der Standfestigkeitskoeffizient dieser Schicht für drei typische Kohlenfestigkeitsgrö-ssen durch Werte $R_c = \text{ca. } 100, 200 \text{ und } 300 \text{ kp/cm}^2$ festgelegt. Vermittelt werden Richtlinien zur Auswahl der Mächtigkeit von Kohlenschutzbän-ken bei schwachen Hangenden zwecks Sicherung der Standfestigkeitsverhältnisse zur Erhaltung des Hangenden in Strebräumen.

Sobolewska M.: Korrosionsbeständigkeit ver-zinkter Belege im aggressiven Grubenmilieu. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 12, 1 Abb., 3 Lit. . . 559

Besprochen werden Schoneigenschaften von Zinkbelägen im aggressiven Grubenmilieu. Es wurde festgestellt, dass die Korrosionsschnel-ligkeit der Zinkbeläge von der Verunreinigung der Oberfläche und der Jahreszeit abhängt. In Schachtverhältnissen, wo ein Auslauf von mi-neralisierten Naturwässern erfolgt, konnte der Zinkbelag als befriedigend bezeichnet werden. Dargestellt werden ebenfalls Verfahren zum zusätzlichen Schutz der Zinkbeläge mittels Chrom- und Farbhüllen.

Nielubowicz B.: Verfahren zum Verdichten von unterirdischen Gesteinsbehältern zur Auf-bewahrung von Erdöl, Ölproduktion und Gas-brennstoffen. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 12, 5 Abb., 6 Lit., 562

Dargestellt werden Verfahren zum Verdich-ten von unterirdischen Gesteinsbehältern, die zur Aufbewahrung von Erdöl, Ölprodukten und Gasbrennstoffen dienen. Besprochen wurden Verfahren zur hydraulischen Begrenzung von Ausflüssen der Flüssigkeits- und Gasprodukte,

Vermittelt werden Verfahren zum Verdichten von Kammerstößen der unterirdischen Behälter und der Schachtöffnungen, die die Lagerkammern mit der Tagesfläche verbinden. Geäußert wurde die Ansicht über die Zweckmäßigkeit zur Aufnahme von Forschungs- und Studienarbeiten zwecks Ausarbeitung der vorteilhaftesten für polnische Verhältnisse Bedingungen von Gesteinsbehältern.

Mastej R., Jędrychowski S., Zieliński A.: Programmgesteuerte Evidenz, Berechnung und Verrechnung der Löhne auf Steinkohlenzechen. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 12, 3 Abb., 8 Lit. 568

Dargestellt wird der Funktionsbereich und die Systemgrundlösung der programmgesteuerten Systeme bei der Evidenz, Berechnung und Verrechnung der Löhne auf Steinkohlenzechen. Besprochen wird die Integration der Datenverarbeitung im Rahmen des Systems und die Arten der erhaltenen Ergebnisbogen. Angeführt wird ein Verfahren zur Ausarbeitung von Analysen der Lohnvergütung mittels Rechners.

Winiewski J. J.: Verunreinigungsgleichung der Rohkohlen des Oberschlesischen Kohlenreviers durch Berge. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 12, 3 Abb., 2 Tab., 8 Lit. 575

Unter Verwendung von Methoden der mathematischen Analyse wurde bewiesen, dass Verunreinigung der Rohkohle in den Flözgruppen 200—600 des Oberschlesischen Kohlenreviers durch Berge charakteristisch für eine bestimmte Flözgruppe ist und vom Mittelwert des Aschen-

inhalts abhängt. Für Fein- und Grobklassen der Rohkohle wurde für alle angeführten Flözgruppen eine Regressionsgleichung eingeführt, deren wesentliche Korrelation und Regression auf dem Wahrscheinlichkeitsniveau $P=0,99$ sich gestaltet. Die erhaltenen Gleichungen können Anwendung bei der Qualitätsvorhersage (Verunreinigung der Rohkohle), die einen ausreichenden Grad an Genauigkeit — ausgedrückt durch die Abweichung für das Wahrscheinlichkeitsniveau $p=0,99$ — geben, Anwendung finden.

Piaskowiecki A. A.: Grunddaten über Aufbausysteme im Schwebenbruchbau. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 12, 13 Abb., 9 Lit. 580

Dargestellt und analysiert werden einige neue Aufbausysteme im Schwebenbruchbau. Ergänzt wurde der Inhalt des Berichts u.T.: „Aufbausysteme im Schwebenbruchbau — Przegląd Górniczy 1963, Nr. 7—8“. Eingeführt wurden einige neue Abhängigkeiten zwischen den Elementen des Verfahrens im Schwebenbruchbau mit neuen Strebaufbausystemen zwecks Erleichterung der Auswahl des meist effektivsten Abbaufahrens. Vermittelt werden Vorteile des Schwebenbruchbauverfahrens.

Buchbesprechungen 586

Auslandsrundschau 587

Chronik des Vereins der Bergbau-Ingenieure und Techniker 592

Przegląd Górniczy — Jahresinhaltsverzeichnis 1977.

Prenumeratę krajową przyjmują Oddziały RSW „Prasa-Książka-Ruch” oraz urzędy pocztowe i listonosze

- do dnia 25 listopada na styczeń, I kwartał, I półrocze roku następnego i na cały rok następny,
- do dnia 10 każdego miesiąca, poprzedzającego okres prenumeraty, na pozostałe okresy roku bieżącego.

Jednostki gospodarki społecznej, instytucje i organizacje społeczno-polityczne składają zamówienia w miejscowych Oddziałach RSW „Prasa-Książka-Ruch”.

Zakłady pracy i instytucje w miejscowościach, w których nie ma Oddziałów RSW oraz prenumeratorzy indywidualni, zamawiają prenumeratę w urzędach pocztowych lub u listonoszy.

Prenumeratę ze zleceniem wysyłki za granicę, która jest o 50% droższa od prenumeraty krajowej, przyjmuje RSW „Prasa-Książka-Ruch”, Centrala Kolportażu Prasy i Wydawnictw, ul. Towarowa 28, 00-958 Warszawa, konto PKO nr 1531-71 — w terminach podanych dla prenumeraty krajowej.

Cena prenumeraty kwartalnej zł 36,—, półrocznej zł 72, rocznej zł 144,—.

Cena pojedynczego egzemplarza zł 12,—.

Adres redakcji: Katowice, Plac Gwarków 1, Główny Instytut Górniczo-Palnikarstwa, Pawilon pok. 148, tel. 59-26-93; Sekretarz Red. tel. 580-836 w godz. 15—20

Nakład 3350 egz. Oddano do składania w październiku 1977 r. Ark. druk. 9,5. Papier sat. kl. III g. 80, 61×86. Druk ukończono w grudniu 1977r.

PRZEGLĄD GÓRNICZY

ORGAN STOWARZYSZENIA INŻYNIERÓW I TECHNIKÓW GÓRNICTWA

Nr 12 (952)

Grudzień 1977 r.

Tom XXXIII (LXIV)

Barbórka — Dzień Górnika

Tradycyjna Barbórka stała się w latach powojennych, w warunkach odrodzonej Polski Ludowej socjalistycznym świętem awangardy polskiej klasy robotniczej — polskich górników.

W tym dniu cały naród okazuje specjalną sympatię i szczególny podziw dla górników. Na święto to przyjeżdżają przedstawiciele najwyższych władz państwowych i związkowych. Na łamach gazet ukazują się okolicznościowe artykuły, z głośników radiowych i ekranów telewizyjnych płyną słowa serdecznych życzeń.

Czemu tak się dzieje?

Tak się dzieje, bo wszyscy znają i doceniają zasługi górników. Bo wszyscy chcą dać wyraz uczuciom, jakie żywią w stosunku do górników, których uważają za przodującą czołówkę polskiej klasy robotniczej. Bo wszyscy chcą wyrazić w ten sposób uznanie dla trudnej a jakże pożytecznej i koniecznej pracy górnika. Przyjaznym uśmiechem, ciepłym słowem i mocnym uściskiem dłoni chcą podziękować za efekty ich pracy, które stanowią podwalinę naszej gospodarki narodowej. Cały naród szanuje górników, ich mocne ręce, ich gorące serca, ich górniczą postawę. Te górnicze ręce, które nigdy nie szczędziły sił, jeśli tego wymagało dobro kraju.

Te gorące górnicze serca, które tak ukochały swoje kopalnie i które jak najczulszy instrument reagują na każdy apel Partii i Rządu.

Tę górniczą postawę — nie tylko podkreśloną pięknym, górniczym mundurem i pękiem piór na czapce, ale zdecydowaną postawą w pracy, wyrażającą się ponadplanowym wykonywaniem zadań, wysoką moralnością i etyką zawodową, dyscypliną pracy, poszanowaniem prawa i porządku społecznego, specyficzną wizją solidarności społecznej i kolektywnego wysiłku, serdecznym koleżeństwem w doli i niedoli twardego życia górniczego. Dzień Górnika jest nie tylko świętem radości i dumy, ale także dniem gospodarskiego obrachunku, w którym podsumowujemy osiągnięcia i niedociągnięcia bieżącego, kończącego się roku oraz stawiamy sobie nowe zadania na rok przyszedły.

Redakcja Przeglądu Górniczego z okazji Górniczego Święta życzy wszystkim polskim Górnikom wiele dalszych osiągnięć w pracy oraz dużo osobistego szczęścia i pomyślności.

Obrót o 180° frontu w ścianie zmechanizowanej

Mgr inż. Zygmunt Skimina, doc. dr inż. Władysław Konopko,
mgr inż. Tadeusz Kostyk, Franciszek Leśniewski

Treść: Podano opis przygotowań oraz technologii obrotu o 180° frontu ściany zawalowej, wyposażonej w zmechanizowany zespół OMKTM-1. Określono warunki stosowania takiej technologii oraz omówiono wyniki produkcyjne i korzyści techniczno-ekonomiczne z tego wynikające.

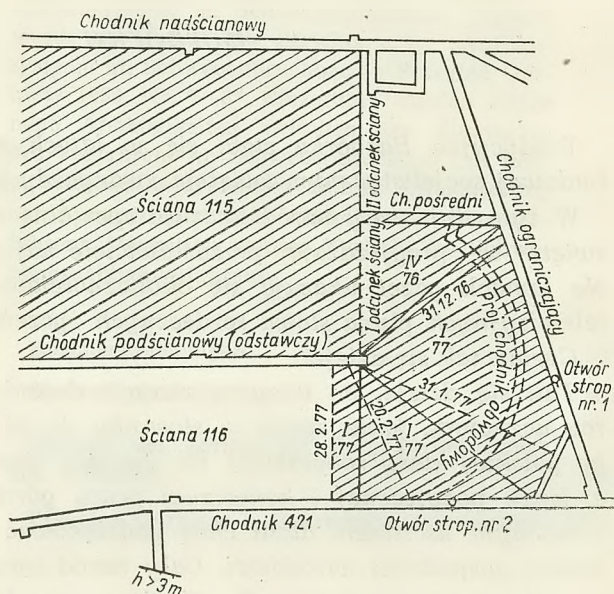
1. Wprowadzenie

VII Zjazd PZPR nałożył na polski przemysł węglowy zadania zwiększenia do końca pięciolatki 1976÷1980 wydobywania do 200 mln t węgla rocznie. Wymaga to szerokiego stosowania w podziemiach kopalń nowych technologii eksploatacji. Wprowadzane do ścian zespoły zmechanizowane przyczyniają się do realizacji tego zadania. Są to jednak urządzenia bardzo kosztowne. Na ich montaż, demontaż oraz transport z powierzchni do kopalni i z jednej ściany do drugiej zużywa się około 60% pracochłonności wszystkich robót górniczych nie związanych bezpośrednio z wydobywaniem.

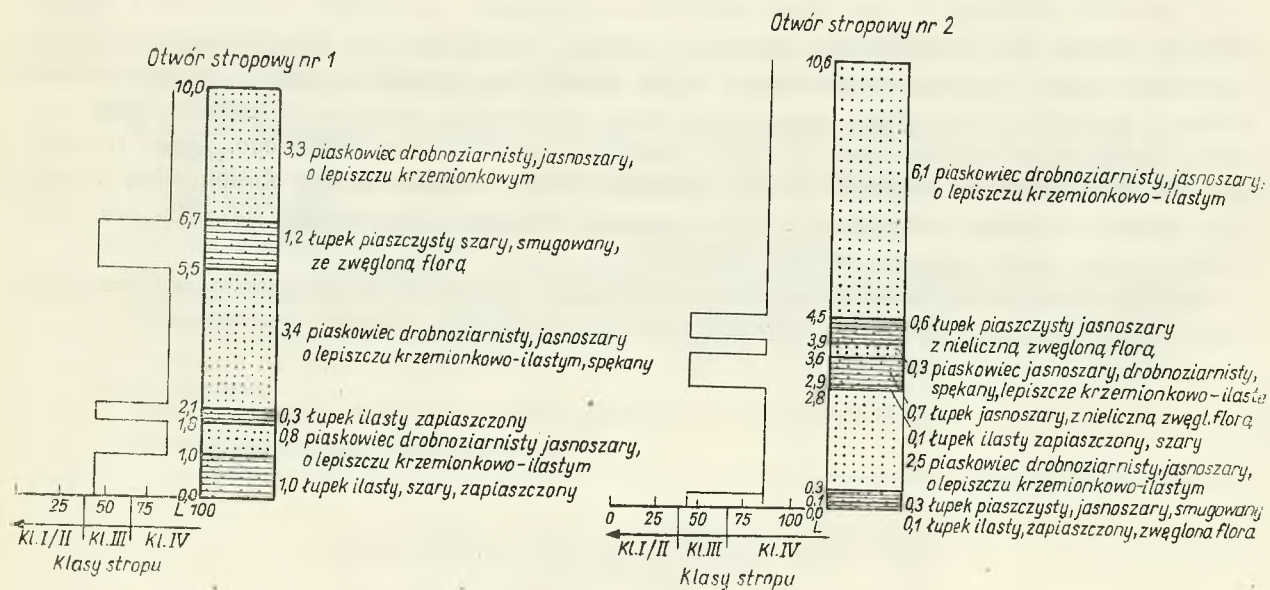
Nie jest więc wskazane stosowanie zespołów zmechanizowanych we wszystkich warunkach górniczo-geologicznych a szczególnie tam, gdzie wybieg ściany nie dochodzi co najmniej do 600÷800 m. Kryteria te powodują, że ściany o krótszym wybiegu wybierane są nadal sposobami tradycyjnymi przy zastosowaniu obudów indywidualnych, przez co nie osiąga się wysokich wskaźników techniczno-ekonomicznych.

W celu rozszerzenia zakresu stosowania zespołów zmechanizowanych i podniesienia efektywności ich wykorzystania w kopalni Bolesław Śmiały przy współpracy z GIG przeprowadzono próby przejścia z jednej ściany do drugiej zespołem zmechanizowanym bez jego

demontażu przez obrócenie frontu ścianowego wraz z kompleksem o 180°. Dla prób wybrano położone obok siebie ściany nr 115 i nr 116 w pokładzie 314 (rys. 1)



Rys. 1. Wycinek z mapy pokładu 314



Rys. 2. Profile otworów stropowych pokładu 314, wykonanych w chodniku nr 421, oraz wykres stateczności poszczególnych warstw skalnych

2. Warunki geologiczno-górnice ścian nr 115 i 116

Pokład 314 w rejonie ścian nr 115 i 116 zalega na głębokości około 250 m od powierzchni. Jego grubość zmienia się w granicach $2,33 \div 3,33$ m, a nachylenie waha się od 2 do 6°, ściany nr 115 i 116 miały wysokość $2,30 \div 2,40$ m. W rejonie obrotu frontu ścianowego pozostawiono w stropie łatę węgla grubości ok. 35 cm.

Bezpośrednio nad pokładem znajduje się warstwa zapiaszczonego łupku ilastego grubości $0,4 \div 1,0$ m, nad którym zalega gruba warstwa piaskowca poprzerastana warstwami łupku (rys. 2). Według przeprowadzanych w GIG badań wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie próbek łupku ilastego wynosi około 280 kp/cm^2 , natomiast wytrzymałość piaskowca zmienia się w granicach $450 \div 609 \text{ kp/cm}^2$. Odpowiednio — liczby wskaźnikowe stateczności stropu wynoszą $L = 45$ dla łupku i $L = 86$ dla piaskowca. Warstwa łupku ilastego jest wyraźnie warstwą słabszą, sklonną do opadania.

Spąg pokładu tworzy warstwa zapiaszczonego łupku ilastego. Nie obserwowano, aby spągnice wchodziły w spąg.

W tych warunkach — przy pozostawianiu w stropie cienkiej warstwy węgla — utrzymanie wyrobiska było korzystne. Istniały warunki do rozwijania przez obudowę pełnej podporności. Nie obserwowano też zawisania stropu w zrobach. Pokład 314 należy w przedmiotowej partii do pokładów niemietanowych i zaliczony jest do klasy „A” zagrożenia pyłowego.

Ścianę nr 115 eksploatowano po wzniosie systemem poprzecznym do pola, natomiast ścianę nr 116 wybierano po upadzie od pola, wykorzystując dla obu ścian jeden i ten sam chodnik odstawczy. Nieznaczne zawilgocenie pokładu i skał otaczających nie utrudniało procesu produkcyjnego w ścianie prowadzonej po upadzie.

Ściana nr 115, długości 125 m i wybiegu 600 m wyposażona została w obudowę zmechanizowaną OMKTM-1, przenośnik ścianowy OMKT-2 z napędami Śląsk $3 \times 55 \text{ kW}$ oraz w kombajn węglowy KSz-1KG z silnikiem i ciągnikiem kombajnu KWB-3. Te same urządzenia pracowały w ścianie nr 116.

3. Przygotowanie i technologia obrotu frontu ściany

W polu ściany nr 116 natrafiono na uskoki o zrzucie przekraczającym 3 m. W miejscu obrotu ograniczał on długość ściany do około 55 m. Na dalszym wybiegu ściana nr 116 uzyskiwała długość około 120 m.

Dla przeprowadzenia w tych warunkach obrotu frontu ściany nr 115 o 180° w celu wprowadzenia zespołu do pola ściany nr 116 wykonano następujące prace przygotowawcze:

- zwiększono przekrój końcowego odcinka chodnika odstawczego (p. rys. 1) do $10,2 \text{ m}^2$ (ŁK — 7), zagęszczając w nim obudowę do 0,7 m i wzmacniając ją przez powiązanie na odcinku 20 m szynami $h = 93 \text{ mm}$;
- między ścianą nr 115 a chodnikiem ograniczającym jej wybieg wydrążono chodnik pośredni, dzieląc tym samym front ściany na dwa odcinki, z których I (52 sekcje) przeznaczony został do obrotu, a II (61 sekcji) — do likwidacji;
- wyrobowano sposobem powszechnie stosowanym sekcje obudowy z odcinka II ściany nr 115 oraz

skrócono, odpowiednio do długości ściany, przenośnik ścianowy;

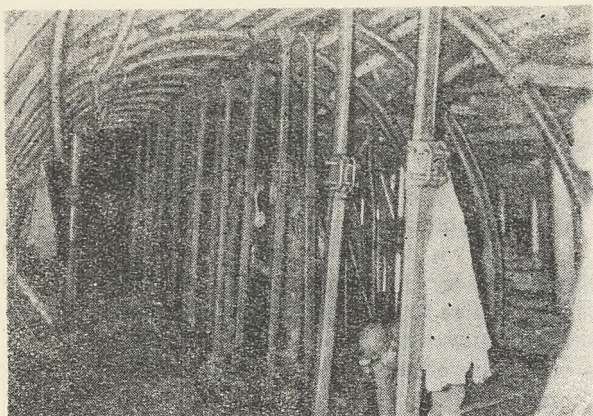
- w skróconej trasie przenośnika zastąpiono rynny oryginalne rynnami o wzmocnionych połączeniach, a zamiast tylnego napędu zabudowano stację zwrotną;
- przedni napęd przenośnika ścianowego ustawiono na specjalnie w tym celu wykonanej podstawie o zmiennym rozstawie punktów podparcia napędu, ułatwiającej jego obracanie nad stacją zwrotną przenośnika zgrzeblowego zainstalowanego w chodniku odstawczym;
- w celu wyeliminowania urabiania metodą strzelniczą wnętrza kombajnowej przy chodniku nadścianowym (pośrednim, ograniczającym i nr 421) przebudowano głowicę urabiającą w kierunku tego chodnika przez zdemontowanie i ponowne zmontowanie kombajnu.

Niektóre z wymienionych prac, jak wzmacnianie obudowy w chodniku podścianowym, początkowe drażenie chodnika pośredniego i wymianę rynien trasy przenośnika ścianowego wykonywano w czasie normalnej pracy ściany nr 115.

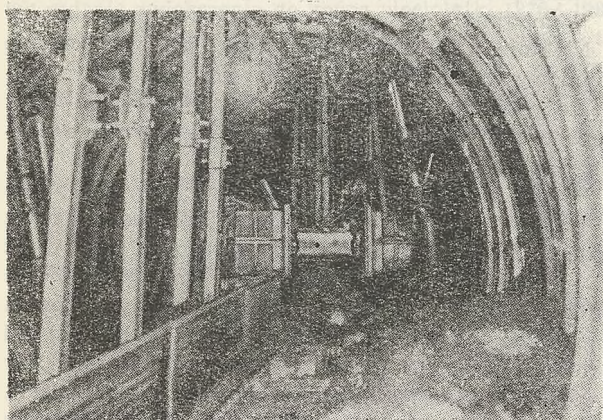
Po wykonaniu robót przygotowawczych, rozpoczęto 8 grudnia 1976 r. właściwy proces obracania frontu ściany nr 115, uzyskując zmianę kierunku frontu przez skosowanie — zgodnie ze zgłoszeniem patentowym GIG P 181476 — tj. przez urabianie calizny węglowej zmniejszającym się liniowo zabiegiem kombajnu od około 0,6 m przy chodniku nadścianowym do zera przy napędzie przenośnika ścianowego. Dla utrzymania sekcji obudowy OMKTM w pozycji prostopadłej do trasy przenośnika przeprowadzono na bieżąco korygowanie ich usytuowania. Wykorzystano do tego celu specjalnie wykonane siłowniki hydrauliczne.

W fazie projektowej zamierzano utrzymać stałą 55-metrową długość ściany w czasie obracania jej frontu, wykonując wraz z jej postępem nowy chodnik obwodowy po łuku i łącząc go przecinkami — na początku z chodnikiem pośrednim, a później — z ograniczającym. Byłoby to mniej pracochłonne, lecz powodowałoby stratę części udostępnionego już złoża, znajdującego się między chodnikiem obwodowym a chodnikami pośrednim i ograniczającym lub wymagałoby zastosowania innego sposobu wybierania pozostawianych resztek. W trakcie wykonywania operacji obracania odstąpiono od wspomnianej koncepcji i postanowiono prowadzić ścianę aż do chodników: pośredniego, ograniczającego, a następnie do chodnika nr 421, spełniających rolę chodnika nadścianowego. Powodowało to zmiany długości frontu ściany (najpierw wydłużanie, później skracanie, następnie znów wydłużanie i w końcu skracanie do 55 m). Pociągnęło to za sobą konieczność uzupełniania lub usuwania zbędnych w danej chwili sekcji obudowy oraz wydłużania i skracania trasy przenośnika, co w efekcie obniżało postęp ściany i przedłużało czas trwania przeprowadzanej operacji.

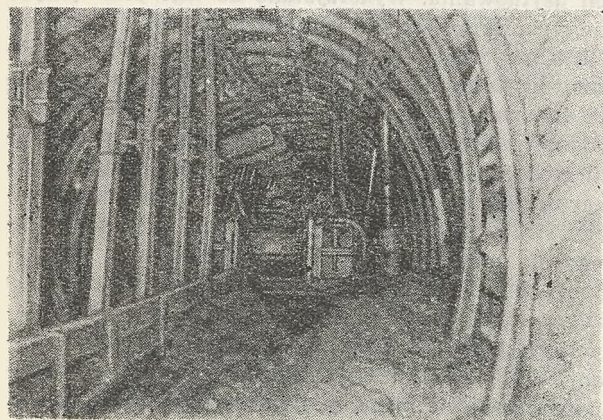
Obudowę chodników: pośredniego, ograniczającego i nr 421 wzmacniano podciągami na odcinku 20 m przed frontem ściany (rys. 3). W ślad za ścianą likwidowano chodnik pośredni, równocześnie z postępem ściany. Pozostałe, użytkowane chodniki przyscianowe zabezpieczano dodatkowo stosami z zużytych podkładów kolejowych. Do 18 stycznia 1977 r. front ściany przesunął się o 90° (rys. 4 i 5), a 26 lutego br. zakoń-



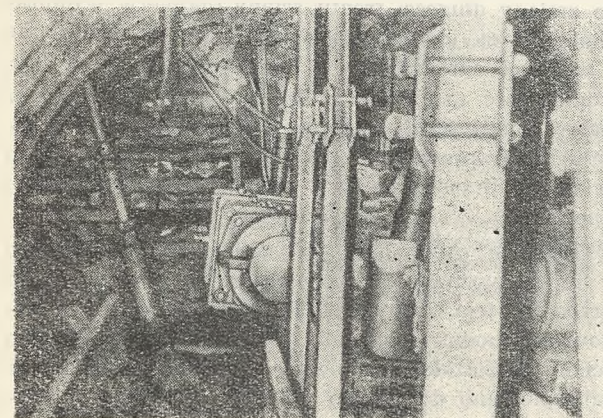
Rys. 3. Wzmocnienie obudowy chodnika nadścianowego



Rys. 4. Wlot ściany po przesunięciu jej frontu o kąt 70°



Rys. 5. Wlot ściany po przesunięciu jej frontu o kąt 90°



Rys. 6. Wlot ściany po przesunięciu jej frontu o kąt 180°

czono całkowicie jej obrót o 180° (rys. 6) i rozpoczęto eksploatację po upadzie ściany nr 116.

4. Uzyskane efekty produkcyjne

Efekty techniczno-ekonomiczne obrotu frontu ściany wynikają z:

- skrócenia wyrobiska odstawczego o długość równą długości ściany,
- wyeliminowania konieczności wykonywania nowej przecinki ścianowej,
- wyeliminowania kosztownego i niebezpiecznego demontażu obudowy ze ściany kończącej bieg, jej transportu do nowej ściany i montażu w niej obudowy,
- zachowania ciągłości produkcji.

Wielkość nakładu z tym związana jest określana wieloma czynnikami; ściśle może być określona dla konkretnych warunków. Szczególnie duże efekty można uzyskać przy obrocie ścian z obudowami o dużych masach i gabarytach, wymagających ciężkich środków transportu i wyrobisk o dużych przekrojach, mniejsze natomiast przy obudowach lżejszych typów.

Ekonomiczna efektywność obrotu frontu ściany będzie więc wynikała, między innymi, z wielkości produkcji uzyskiwanej w okresie dokonywania obrotu.

W konkretnych warunkach w kopalni Bolesław Śmiały w czasie bezpośrednio poprzedzającym okres obrotu, w okresie obrotu oraz bezpośrednio po nim w ścianach nr 115 i 116 uzyskano wydobyte, które podano w tablicy 1.

Tablica 1

EFEKTY PRODUKCYJNE ŚCIAN nr 115 i 116

Miesiąc rok	Średnia długość ściany m	Średnia wysokość ściany m	Postęp ściany m/mies.	Wydoby- cie t	Wydaj- ność t/rdn
IX 1973	126,0	2,38	62,8	27 537	34,2
X 1976	126,0	2,38	61,2	26 223	38,1
XI 1976	126,0	2,38	43,1	18 417	25,8
XII 1976	63,3	2,35	30,2 *	6 474	10,2
I 1977	76,9	2,35	45,1 *	11 732	14,3
II 1977	70,0	2,30	61,0 *	14 147	17,1
III 1977	55,4	2,26	102,8	18 460	20,3

* Postęp ściany w przeliczeniu na prostokątny kształt płatu pola o powierzchni identycznej do uzyskanego płatu trójkątnego, wynikającego z obrotu frontu ściany.

Z przytoczonych danych wynika, że w czasie obrotu frontu ściany uzyskano niższe efekty produkcyjne. Bezpośrednie przyjęcie tych danych nie jest jednak miarodajne, bowiem w okresie tym ściana miała znacznie mniejszą długość, stale zmienną w czasie. Uważa się więc za celowe porównanie wydobywania w okresie obrotu ściany z wydobywaniem w okresie normalnego biegu ścian jednakowej długości. Pomijając zmniejszone wydobywanie w okresie przygotowań do obrotu (XI 1976) oraz w pierwszym miesiącu obrotu (XII 1976), kiedy uczono się i doskonalono technologię obrotu, porównanie efektów można uzyskać przez konfrontację

wydobycia z miesięcy IX i X. 1976 z miesiącami I i II 1977. Z danych przytoczonych w tablicy 1 wynika, że w porównywanych okresach długość obracanej ściany wynosiła 58% długości ściany z okresu jej normalnego ruchu, a średnie wydobycie w obracanej ścianie wynosiło 48,1%. Biorąc jednakże pod uwagę ściany porównywalnej długości, można stwierdzić, że w okresie obrotu uzyskano 82,9% wydobywania przy normalnym ruchu ściany. Mniejsza wydajność w tym okresie jest wynikiem ciągłego zwiększania i zmniejszania długości ściany i związanego z tym transportu i obudowy oraz rabowania i odtransportowywania z niej zbędnych w danej chwili sekcji obudowy, nie biorąc już pod uwagę pracochłonności związanej ze stałą korektą ustawiania obudowy. Pomimo to uzyskano dodatnie efekty produkcyjne, uzasadniające celowość wprowadzenia technologii obrotu frontu ścian, zwłaszcza ścian o małych wybiegach.

5. Podsumowanie i wnioski

Zasadniczym celem przeprowadzonej operacji obrotu frontu ściany było praktyczne zbadanie możliwości przejścia zespołem zmechanizowanym z jednej ściany do drugiej bez jego demontażu oraz zebranie odpowiednich doświadczeń odnośnie do pracy poszczególnych urządzeń i zachowania się górotworu w nowych warunkach technologicznych. Próby zakończyły się pełnym sukcesem i wykazały, że dla bezawaryjnego przeprowadzenia obrotu ściany należy przede wszystkim wzmocnić połączenia rynien trasy przenośnika, które w tym przypadku narażone są na działanie zwiększonych sił rozrywających. Wskazane jest również urabianie calizny węglowej kombajnem od strony chodnika nadścianowego, bieżące korygowanie pozycji sekcji obudowy, utrzymywanie prostoliniowości frontu ścianowego, a także umieszczanie napędu przenośnika na specjalnej podstawie, znacznie ułatwiającej jego obrót. Szczególnie dokładnie należy zabezpieczyć skrzyżowanie ściany z chodnikiem podścianowym (odstawczym), gdyż służy ono przez cały czas procesu obracania ściany.

Dzięki właściwemu zabezpieczeniu skrzyżowania,

mimo wydłużonego okresu trwania całej operacji, nie zanotowano żadnych niekorzystnych oddziaływań górotworu ani w samym chodniku, ani też na wlocie do ściany. Dokładne przygotowanie operacji i ścisłe przestrzeganie podstawowych zasad techniki górniczej pozwoliło na bezawaryjne przeprowadzenie próby, a co najważniejsze — nie spowodowało żadnych zagrożeń.

Do głównych zalet nowej, omawianej technologii należą:

- znaczna poprawa bezpieczeństwa pracy w kopalni, wynikająca ze zmniejszenia zakresu bardzo uciążliwych i niebezpiecznych robót górniczych, takich jak rabowanie, transport i ponowny montaż ciężkich i wielkogabarytowych elementów, jakimi są maszyny i urządzenia wchodzące w skład zespołów zmechanizowanych;
- możliwość stosowania zespołów zmechanizowanych w niewielkich, ograniczonych zaburzeniach tektonicznymi polach eksploatacyjnych;
- zapewnienie ciągłości wydobywania z pola eksploatacyjnego;
- możliwość zlikwidowania demontażu i montażu zespołów zmechanizowanych w granicach jednego pola;
- możliwość wykorzystania zespołów zmechanizowanych przy wybieraniu pól o kształcie kołowym, np. filarów przyszybowych;
- poprawa efektów ekonomiczno-gospodarczych kopalni; jak wynika z obliczeń, przeprowadzone próby obrotu frontu ściany w kopalni Bolesław Śmiały, mimo dużego zakresu wykonywanych robót dodatkowych, przyniosły oszczędność w wysokości około 1300 tys. zł; warto przy tym podkreślić, że przy obliczaniu efektów nie brano pod uwagę ewentualnych strat, powstających na skutek zgubienia lub uszkodzenia niektórych elementów zespołu podczas przeobrażania ścian.

Szerokie zastosowanie nowej technologii w polskich kopalniach bez wątpienia przyczyni się do zmniejszenia pracochłonności związanej z przeobrażaniem ścian zmechanizowanych, a także do podniesienia rentowności tak kosztownych urządzeń górniczych jakimi są zespoły zmechanizowane.

Oszczędna gospodarka surowcami i materiałami
zadaniem każdego członka
Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Górnictwa

Kotwie elastyczne z głowicami gumowymi

Doc. dr inż. Zbigniew Pochciał, dr inż. Antoni Jędrzejowski, dr inż. Stanisław Siewierski

Treść: Na podstawie wyników badań współpracy kotwi ze stropem i zachowania się skotwionego stropu określono zasadę doboru typu kotwi dla wyrobisk eksploatacyjnych. Omówiono konstrukcję i wyniki badań kotwi z głowicami gumowymi. Określono optymalną geometrię tulei gumowej oraz wykazano, że nie obserwuje się wpływu zmiennych i gwałtownie narastających deformacji górotworu na charakterystykę pracy kotwi z głowicami gumowymi.

1. Wstęp

W rozważaniach dotyczących doboru odpowiedniego typu kotwi nadal dominuje tendencja do zwiększania nośności kotwi przy możliwie minimalnym wysuwie. Takie ujmowanie zagadnienia jest jednak wynikiem niedoceniań zdolności górotworu do akumulowania energii i następnie jej wyzwiania w postaci zjawisk dynamicznych oraz całkowitego pominięcia zjawiska drgań sprężystych stropu w czasie robót strzelniczych.

W warunkach przemieszczeń skał stropowych, co zachodzi podczas robót wybierania pokładu, kotwie powinna cechować duża zdolność hamowania ruchów skał, co powinno odbywać się z dostateczną podpornością na znacznej drodze. Wynika stąd wniosek, że kotwie stosowane w wyrobiskach o spodziewanym dynamicznym działaniu skał musi cechować znaczna podatność, aby energia górotworu mogła być wygaszona przez pracę kotwi na określonej drodze.

W warunkach sprężystych drgań warstw stropu zachodzi również zjawisko odkształcenia się skał, z tym jednak, że energia nie zostaje wygaszona jednorazowo, lecz objawia się w postaci sprężystych drgań warstw stropowych o określonej amplitudzie i częstotliwości. Podstawowym warunkiem prawidłowej współpracy kotwi z górotworem w takich warunkach jest to, aby kotwie w całym okresie trwania drgań, jak i po ich ustaniu, nie utraciły zadanego naciągu.

W stosowanych aktualnie rozwiązaniach konstrukcyjnych kotwi ekspansyjnych nośność kotwi można zwiększać jedynie przez zwiększenie nacisków zewnętrznych, ale przy niedużej podatności; nie ma natomiast możliwości utrzymania nośności w momencie zdjęcia obciążenia. Przeprowadzone badania wykazały, że w takich warunkach, przy dotychczas stosowanych typach kotwi, następuje spadek lub całkowita utrata naciągu wstępnego i kotwie przestają czynnie współpracować z górotworem.

Na podstawie dotychczas przeprowadzonych badań współpracy kotwi ze stropem oraz obserwacji zachowania się skał znajdujących się w bezpośrednim sąsiedztwie wyrobisk eksploatacyjnych można stwierdzić, że prawidłową współpracą z górotworem odznaczają się kotwie o takiej konstrukcji, która zapewnia:

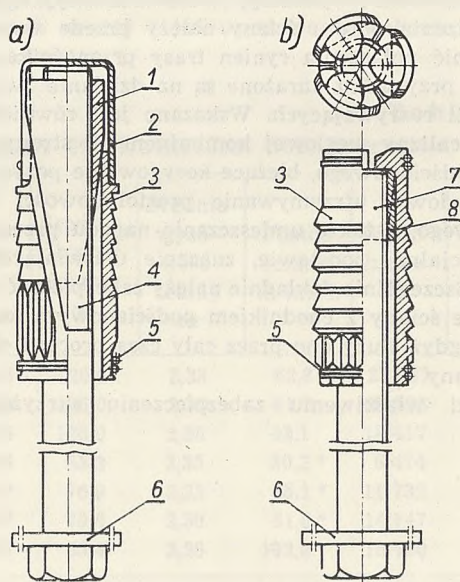
- utrzymanie przez cały okres pracy kotwi obciążenia nie mniejszego od zadanego w czasie zabudowy,
- wywołanie możliwie największych reakcji w kotwiach w czasie deformacji warstw stropowych, zwłaszcza deformacji przebiegających w sposób gwałtowny.

— zachowanie charakterystyki pracy kotwi niezależnie od charakteru i wielkości zmian obciążenia, tzn. w warunkach zmiennych i gwałtownie narastających deformacji górotworu.

Spełnienie tych warunków można uzyskać przez zastosowanie elastycznego elementu na kontakcie górotworu i kotwi.

2. Kotwie z głowicami elastycznymi

Kotew z głowicą elastyczną różni się od kotwi ekspansywnej wyłącznie konstrukcją głowicy (rys. 1). Zamiast układów klinowo-szczękowych, stanowiących

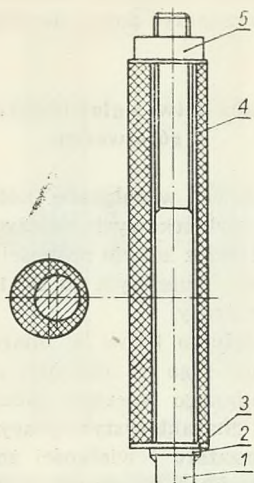


Rys. 1. Kotwie ekspansywne

a — ET-3; b — KE-3; 1 — rozpieracz, 2 — łącznik, 3 — szczepka, 4 — żerdź kotwi, 5 — sprężyna, 6 — podkładka, 7 — żerdź kotwi, 8 — rozpieracz, klin

głowicę kotwi ekspansywnej, elementem mocującym kotew jest tuleja gumowa. Mimośrodowe otwory w podkładkach i w tulei sprawiają, że podczas obrotu pręta nakrętka naciąga żerdź, powodując sprężenie tulei i jej zamocowanie w otworze.

Siła zamocowania kotwi z głowicą elastyczną jest wynikiem tarcia głowicy o ścianki otworu. Wielkość siły tarcia równoważna sile zamocowania kotwi zależy od stanu naprężeń w głowicy, wywołanego przez nakrętki na śrubie (rys. 2).



Rys. 2. Głowica elastyczna

1 — żerdź kotwi, 2 — pierścień oporowy, 3 — podkładka mimośrodowa, 4 — tuleja elastyczna mimośrodowa, 5 — nakrętka

Siła powodująca sprężenie jest funkcją momentu obrotowego przyłożonego do łba żerdzi

$$P = f(M_o) \quad (1)$$

Dla kotwi o końcówce z gwintem M 20

$$P = 0,162 M_o \quad (2)$$

gdzie

M_o — moment obrotowy, Nm,

P — całkowita siła sprężenia tulei, kN.

Siła P jest sumą dwóch sił P_1 i P_2 .

$$P = P_1 + P_2 \quad (3)$$

gdzie

P_1 — siła powodująca odkształcenie tulei,

P_2 — siła powodująca naprężenie radialne na ściankach otworu.

Odkształcenie tulei powoduje wypełnienie luzu pomiędzy ściankami zewnętrznymi tulei a ściankami otworu. Teoretycznie rzecz biorąc, do momentu wypełnienia luzu przez gumę utrzymuje się jednoosiowy stan naprężeń i trójosiowy stan odkształceń. Korzystając z prawa Hooke'a wielkość skrócenia tulei gumowej można określić zależnością

$$\Delta l = \frac{P_1 l}{E_g F_g} \quad (4)$$

gdzie

E_g — moduł sprężystości gumy,

$S_g = \frac{\pi}{4} (d_t^2 - d_p^2)$ — powierzchnia przekroju poprzecznego tulei,

d_t — średnica zewnętrzna tulei,

d_p — średnica pręta równa średnicy wewnętrznej tulei,

l — długość tulei przed sprężeniem.

Pomijając wydłużenie pręta stalowego Δl_p , ponieważ $\Delta l \gg \Delta l_p$, z zależności (4) możemy wyznaczyć wielkość siły P_1

$$P_1 = \frac{E_g S_g}{l} \Delta l \quad (5)$$

Pod działaniem siły F_p tuleja zmienia swój kształt początkowy i jej średnica zewnętrzna równa się wówczas średnicy otworu kotwiewego

$$d_t = d_o \quad (6)$$

natomiast jej wysokość zmniejsza się do wielkości określonej wzorem

$$l_s = l - \Delta l \quad (7)$$

Siłę powodującą naprężenia radialne na ściankach otworu kotwiewego, wywołane naciskiem sprężonej tulei, możemy określić z wzoru (3)

$$P_2 = P - P_1 \quad (8)$$

w którym P i P_1 określone są odpowiednio wzorami (2) i (5).

W momencie gdy spełniony jest warunek (6), na całej długości sprężonej tulei przy jej dalszym sprężeniu występuje jednoosiowy stan odkształceń i trójosiowy stan naprężeń (rys. 2).

Związki pomiędzy składowymi stanu naprężeń i składowymi stanu odkształceń określają równania

$$\begin{aligned} \epsilon_x &= \left[\sigma_x - \frac{1}{m} (\sigma_y + \sigma_z) \right] \frac{1}{E} \\ \epsilon_y &= \left[\sigma_y - \frac{1}{m} (\sigma_x + \sigma_z) \right] \frac{1}{E} \\ \epsilon_z &= \left[\sigma_z - \frac{1}{m} (\sigma_x + \sigma_y) \right] \frac{1}{E} \end{aligned} \quad (9)$$

gdzie

$\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$ — składowe stanu naprężeń,

$\epsilon_x, \epsilon_y, \epsilon_z$ — składowe stanu odkształceń,

m — odwrotność liczby Poissona,

E — moduł sprężystości gumy.

Przy całkowicie sztywnych ściankach otworu kotwiewego można przyjąć, że $\epsilon_x = \epsilon_y = 0$.

Wobec symetrii $\sigma_x = \sigma_y$ i wówczas z zależności (9) otrzymujemy

$$\sigma_x = \frac{\sigma_z}{m-1} \quad (10)$$

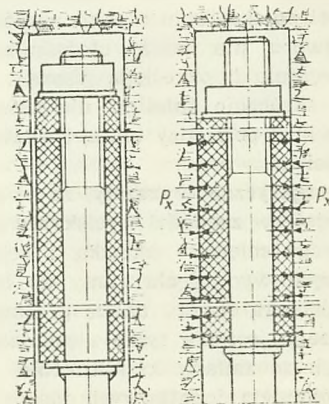
Oznaczając naprężenia ściskające wzdłuż osi z przez q otrzymujemy

$$\sigma_z = q = \frac{P_2}{S_{gs}} \quad (11)$$

gdzie $S_{gs} = \frac{\pi}{4} (d_o^2 - d_p^2)$ — pole przekroju poprzecznego tulei po sprężeniu.

Korzystając z wzorów (10) i (11) możemy obliczyć ciśnienie wywierane przez sprężoną tuleję na ścianki otworu z zależności

$$\sigma_{ro} = \frac{P_2}{F_{gs}(m-1)} \quad (12)$$



Rys. 3. Praca głowicy elastycznej

Wzór (12) jest słuszny w momencie początkowym, kiedy nie ma jeszcze ruchu tulei wewnątrz otworu. Po zainstalowaniu kotwi w otworach zachodzi pod działaniem ciśnienia górotworu poślizg głowicy kotwi w otworze. Dla wyznaczenia sił tarcia tulei o ścianki otworu, a tym samym obliczenia nośności kotwi, należy uwzględnić zmiany sił tarcia w zależności od wielkości ciśnienia normalnego. W celu określenia ciśnienia wywieranego przez sprężoną tuleję na ścianki otworu przy poślizgu tulei rozpatrzmy równowagę elementu o nieskończenie małej grubości dz (rys. 3). Suma rzutów wszystkich sił na oś z wynosi zero, wtedy

$$qS_{gs} - S_{gs}(q + dq) + \sigma_x Lf dz = 0 \quad (13)$$

gdzie

$L = \pi d_0$ — obwód otworu kotwionego,
 f — współczynnik tarcia gumy o ściankę otworu.

Na podstawie wzorów (10), (11) i (15)

$$dq = d\sigma_x(m-1) \quad (14)$$

Po podstawieniu wzoru (14) do wzoru (13) otrzymujemy następujące równanie różniczkowe

$$\frac{d\sigma_x}{\sigma_x} = \frac{Lf}{S_{gs}(m-1)} dz \quad (15)$$

Rozwiązaniem ogólnym równania (15) jest funkcja

$$\frac{\sigma_x}{C} = \exp \frac{Lfz}{S_{gs}(m-1)} \quad (16)$$

Uwzględniając warunek brzegowy, że dla $z = 0$

$$\sigma_x = \sigma_{x0}$$

obliczymy wartość stałej całkowania

$$C = \sigma_{x0} \quad (17)$$

Wykorzystując wzory (12), (16) i (17) otrzymujemy

$$\sigma_x = \frac{P_2}{S_{gs}(m-1)} \exp \frac{Lfz}{S_{gs}(m-1)} \quad (18)$$

Nośność kotwi N równa sile tarcia pomiędzy ściankami otworu i sprężoną tuleją gumową współpracującą czynnie ze ściankami otworu na długości l_c wynosi

$$N = \int_0^{l_c} \sigma_x(z) Lf dz \quad (19)$$

Podstawiając do wzoru (19) σ_x z wzoru (18) i całkując, otrzymujemy

$$N = P_2 \left(\exp \frac{Lfl_c}{S_{gs}(m-1)} - 1 \right) \quad (20)$$

Występującego we wzorze (20) parametru l_c , tzn. długości tulei po sprężeniu czynnie współpracującej ze ściankami otworu, nie należy utożsamiać z długością tulei po sprężeniu l_s określoną wzorem (7), ponieważ rzeczywiste skrócenie tulei Δl nie zawsze zapewnia wypełnienie luzu pomiędzy tuleją i ścianką otworu na całej długości l_s .

Badania empiryczne wykazały, że w czasie sprężania tulei najpierw zachodzi wyciskanie gumy do luzu pierścieniowego między nakrętką i ścianką otworu. Po częściowym wyciśnięciu gumy do luzu pomiędzy nakrętką i ścianką otworu dalsze przemieszczanie nakrętki związane jest nie tylko z pokonaniem oporów wynikających ze zmiany kształtu tulei (wzór 5), ale także z pokonaniem dodatkowych oporów wywołanych siłą tarcia wyciśniętej gumy o ściankę otworu. Dlatego

dla rozpatrywanych warunków zabudowy kotwi parametr l_c należy wyznaczyć doświadczalnie.

4. Współpraca kotwi z głowicami gumowymi z górotworem

Przez prawidłową współpracę kotwi ze stropem w wyrobiskach wybierkowych należy rozumieć:

- zachowanie przez kotwie nośności powyżej 100 kN przy wysuwie mniejszym od $20 \cdot 10^{-3}$ m przez cały okres ich pracy,
- wzrost obciążenia kotwi w miarę upływu czasu lub utrzymanie go co najmniej na poziomie obciążenia nadanego w czasie zabudowy kotwi,
- zachowanie charakterystyki pracy kotwi niezależnie od charakteru i wielkości zmian obciążenia, tzn. w warunkach zmiennych i gwałtownie narastających zmian obciążenia.

Dla spełnienia tych warunków guma, z której wykonana ma być tuleja nośna kotwi, powinna charakteryzować się następującymi właściwościami:

- małym odkształceniem trwałym przy ściskaniu,
- wysokim modułem przy ściskaniu,
- małą relaksacją,
- wysokim współczynnikiem tarcia.

Wyniki dotychczas przeprowadzonych badań nad głowicami gumowymi pozwoliły ustalić podaną w tabelicy 1 recepturę mieszanki, która zapewnia gumie tulei wymagane właściwości.

Tabela 1

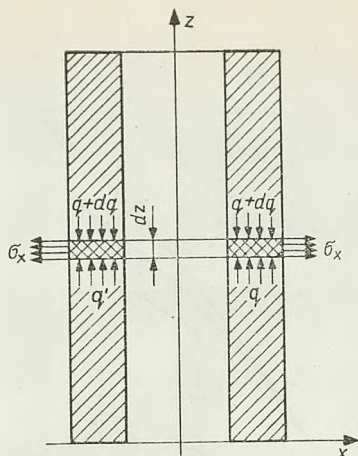
Nazwa składnika	Skład mieszanki w oznaczeniu wagowym na 100 części kauczuku
Kauczuk Nipol N-31	100
Stabilizator AR	3
Sadza Regal SRF	55
Sadza Sterling SO-1	55
Sadza HAF	40
Sebarynian dwubutylu	15
Zespół wulkanizujący	5

Kotwie z tuleją gumową sporządzoną z tej mieszanki poddano badaniom laboratoryjnym i dołowym. Celem badań było określenie wpływu geometrii tulei na nośność kotwi. Badania laboratoryjne przeprowadzono na powierzchni w bloku betonowym. W otworze o średnicy $\Phi = 40 \cdot 10^{-3}$ m osadzono kotwie, nadając im nośność powyżej 100 kN przez przyłożenie do łba żerdzi momentu obrotowego około 300 Nm. Przyjęto następujące przedziały zmienności wielkości określających geometrię tulei:

- długość tulei l : od $10 \cdot 10^{-2}$ m do $30 \cdot 10^{-2}$ m, krok zmienności $5 \cdot 10^{-2}$ m,
- mimośród tulei m : 0 ; 10^{-3} ; $2 \cdot 10^{-3}$; $2,5 \cdot 10^{-3}$ m,
- średnica zewnętrzna tulei Φ : $35 \cdot 10^{-3}$; $36 \cdot 10^{-3}$; $38 \cdot 10^{-3}$ m.

Na podstawie wyników badań ustalono funkcje regresji określające wpływ geometrii tulei na nośność kotwi, a następnie sporządzono wykresy (rys. 4).

Z wykresów wynika, że decydujący wpływ na nośność kotwi z głowicą gumową ma długość tulei, przy czym wpływ ten jest najbardziej widoczny w prze-



Rys. 4. Równowaga sił w sprężonej tulei w chwili jej osiowego przemieszczania

działe ($10 \leq l \leq 15$) $\cdot 10^{-2}$ m. Dalszy wzrost długości tulei powoduje nieznaczny spadek nośności kotwi.

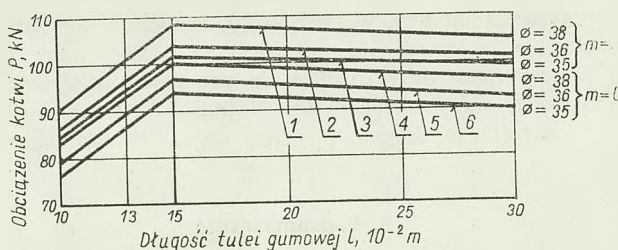
Na podstawie przeprowadzonych badań laboratoryjnych ustalono następującą optymalną geometrię tulei gumowej:

- długość tulei $l = 15 \cdot 10^{-2}$ m,
- średnica tulei $\phi = 38 \cdot 10^{-3}$ m,
- mimośród tulei $m = 2,5 \cdot 10^{-3}$ m.

Kotwie o takiej geometrii poddano badaniom weryfikacyjnym w warunkach dołowych w kopalni Polkowice. Przeprowadzono również pomiary wpływu czasu na utrzymanie nośności. Pomiary nośności wykonano w następującym czasie od chwili zabudowy:

- zaraz po zabudowie,
- 1 miesiąc po zabudowie,
- 6 miesięcy po zabudowie,
- 12 miesięcy po zabudowie,
- 18 miesięcy po zabudowie.

Na podstawie wyników pomiarów sporządzono charakterystyki pracy kotwi dla każdej z pięciu grup oddzielnie (rys. 5).



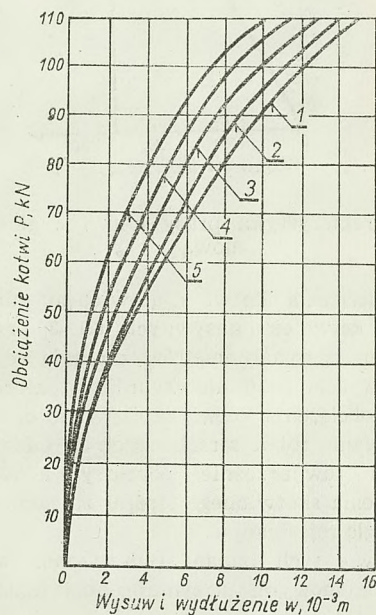
Rys. 5. Wpływ geometrii tulei gumowej na nośność kotwi

Z charakterystyk przedstawionych na rys. 5 wynika, że kotwie z głowicami wykazują wymaganą nośność powyżej 100 kN przy wysuwie mniejszym od $20 \cdot 10^{-3}$ m, niezależnie od czasu pracy w wyrobisku. Co więcej — w miarę upływu czasu charakterystyka pracy kotwi jest bardziej korzystna (bardziej stroma), wysuw kotwi jest mniejszy, co stwarza możliwości zastosowania tych kotwi nie tylko w krótkotrwałych wyrobiskach wybierkowych, ale również w wyrobiskach o dłuższej żywotności, w robotach przygotowawczych.

Typową charakterystykę pracy kotwi z głowicą gumową przedstawia rys. 6. Przebieg charakterystyki wskazuje, że w przypadku deformacji warstw stropo-

wych istnieje możliwość wysokiego sprężenia górotworu bez obaw o zerwanie żerdzi, gdyż przy obciążeniu większym od siły tarcia tulei gumowej o ścianki otworu następuje przemieszczanie się głowicy, przy czym droga, na której kotew czynnie pracuje, praktycznie może równać się długości otworu.

W przypadku zjawisk dynamicznych charakter pracy kotwi z głowicą gumową stwarza warunki zrównoważenia znacznej energii skotwionych warstw stropu, a następnie przejścia w statyczny stan pracy. Ponadto przy obciążeniu i odciążeniu górotworu wskutek drgań spowodowanych odpaleniem dużych ładunków MW zamocowana w otworze kotew wykazuje elastyczną podatność w przedziale przemieszczeń od 5 do $8 \cdot 10^{-3}$ m.



Rys. 6. Wpływ czasu na przebieg charakterystyki pracy kotwi z głowicami gumowymi

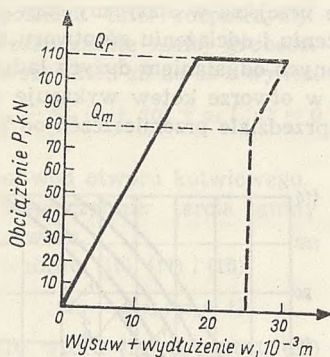
Pomiary nośności wykonano: 1 — zaraz po zabudowie, 2 — po miesiącu od chwili zabudowy, 3 — po 6 miesiącach od chwili zabudowy, 4 — po 12 miesiącach od chwili zabudowy, 5 — po 18 miesiącach od chwili zabudowy

Elastyczna podatność powodowana jest tym, że podczas osiowego obciążenia kotwi siły tarcia tulei o ścianki otworu powodują dodatkowe sprężenie tulei, natomiast zanikanie obciążenia powoduje, że siły wewnętrzne tulei dążą do pierwotnego stanu równowagi, spowodowanej siłą wstępnego sprężenia; żerdź kotwi wraca więc do otworu.

Przeprowadzone badania przemysłowe potwierdziły, że elastyczność kotwi z głowicami gumowymi zapewnia im czynną współpracę z górotworem w warunkach zmiennych obciążeń będących następstwem zjawisk dynamicznych zachodzących w górotworze.

Badania przemysłowe przeprowadzono w oddziale G-33 w kopalni Polkowice, prowadzącym eksploatację jednoetapowym (komorowo-filarowym) systemem z zawalaniem stropu. Przyjmując, że bezpośredni pomiar obciążenia kotwi od momentu jej zabudowy na froncie eksploatacyjnym aż do chwili, kiedy znajdzie się ona na linii zawалу, jest obiektywną oceną jej współpracy ze stropem, zabudowano trzy komory wyłącznie kotwami z głowicami gumowymi i porównywano ich pracę z pracą kotwi ekspansyjnych KE-3 zabudowanych

w komorach sąsiednich (rys. 7). Zakładając, że na zabudowane kotwie różnych rodzajów działają podobne zarówno pod względem charakteru jak i wielkości siły zewnętrzne, wynikające z przebiegających w czasie deformacji górotworu, to pomiar reakcji kotwi na te siły, czyli pomiar zachowania się obciążenia kotwi w czasie, pozwala obiektywnie ocenić, która kotew wykazuje lepszą współpracę z górotworem.

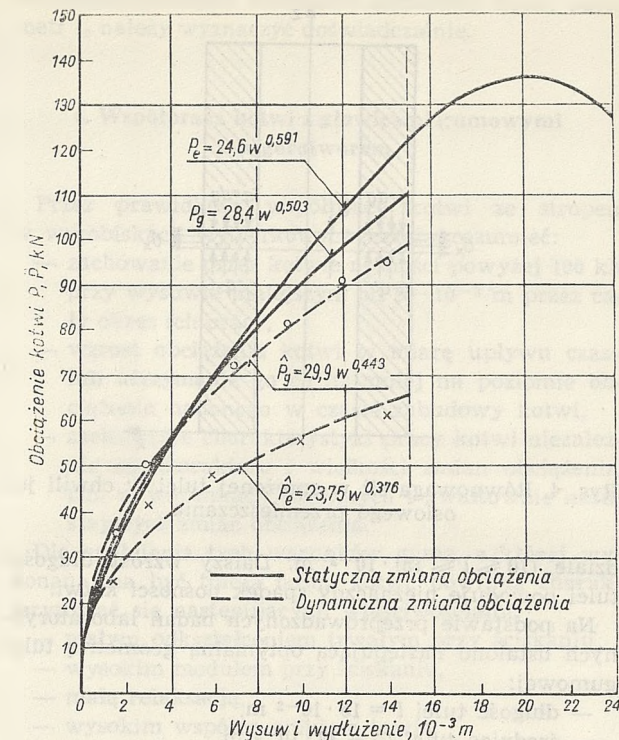


Rys. 7. Charakterystyka pracy kotwi z głowicą gumową

Pomiar obciążenia kotwi z głowicami gumowymi, jak również kotwie ekspansywnych KE-3, przeprowadzono za pomocą dynamometrów z ciągłą rejestracją. Ponadto — w celu poznania czynników, które wywołują zmiany obciążenia kotwi, zapisywano czas i miejsce wykonywania robót strzelniczych w oddziale oraz wykonywano równocześnie pomiary konwergencji i rozwarstwienia skotwionego stropu za pomocą przyrządów z ciągłą rejestracją.

Na podstawie tych badań stwierdzono, że kotwie z głowicami gumowymi utrzymują obciążenia na poziomie obciążenia początkowego lub też wykazują wzrost obciążenia w czasie ich pracy w wyrobisku. Natomiast kotwie ekspansywne w tych samych warunkach wykazują istotne spadki obciążenia, dochodzące do 30% obciążenia początkowego. Szczególny wpływ na zmiany średniego obciążenia kotwi miały deformacje strefy skotwionej, powstające w sposób gwałtowny w wyniku prowadzenia robót strzelniczych dla spowodowania zawału, kiedy to w bezpośrednim sąsiedztwie punktów pomiarowych odpalano do 2000 kg MW.

Na podstawie zarejestrowanych z całej serii pomiarowej gwałtownych wzrostów obciążenia kotwi z głowicą gumową i ekspansywną oraz odpowiadających im wielkości sumarycznego rozwarstwienia strefy skotwionej sporządzono charakterystykę pracy obu kotwi w przypadku dynamicznych zmian obciążenia. Opracowano również charakterystyki pracy kotwi w przypadku statycznych zmian obciążenia kotwi. Obie te charakterystyki podano na rys. 8.



Rys. 9. Charakterystyki pracy kotwi w przypadku statycznych i dynamicznych zmian obciążenia

Kotew z głowicą gumową, $\hat{P}_g$ — dynamiczne zmiany obciążenia, P_g — statyczne zmiany obciążenia

Kotew ekspansywna $\hat{P}_e$ — dynamiczne zmiany obciążenia, P_e — statyczne zmiany obciążenia

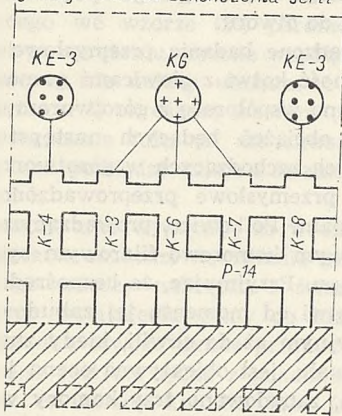
Z rysunku wynika, że charakterystyka pracy kotwi z głowicą gumową w przypadku dynamicznych zmian obciążenia różni się niewiele od charakterystyki w przypadku statycznych zmian obciążenia; maksymalny błąd nie przekracza 25%. Natomiast charakterystyki kotwi ekspansywnej różnią się w sposób istotny.

5. Podsumowanie

Przeprowadzone badania i obserwacje zachowania się obudowy kotwowej w wyrobiskach wybierkowych wykazały, że stosowane kotwie ekspansywne nie zapewniają prawidłowej współpracy ze stropem, gwarantującej optymalne wyniki pod względem bezpieczeństwa pracy. Do najważniejszych mankamentów pracy kotwi ekspansywnych należy zaliczyć rozwarstwianie się skotwionego stropu, przypadki zerwania lub wyrwania kotwi oraz utratę naciągu wstępnego wskutek zwierania się szczelin, zwłaszcza w pasie przyzawałowym, przy czym 10÷20% wszystkich zabudowanych kotwi traci całkowite naciąg. Wszystkie te czynniki w połączeniu ze zjawiskami dynamicznymi stwarzają duże zagrożenie powstawaniem niekontrolowanych zawałów w wyrobiskach wybierkowych.

Współpracę kotwi ze stropem można w znacznym

Sytuacja w chwili zakończenia serii



Rys. 8. Rozmieszczenie kotwi elastycznych w komorach oddziału G-33 kopalni Polkowice

stopniu poprawić przez zastosowanie kotwi z głowicami gumowymi, które wykazują elastyczną podatność w granicach od $5 \div 8 \cdot 10^{-3}$ m, zapewniającą kotwicom czynną współpracę z górotworem w warunkach dynamicznego oddziaływania skał, jak również w przypadku zaciskania szczelin w pakiecie skał skotwionych.

Ponadto — przeprowadzone badania wykazały, że obciążenie kotwi z głowicami gumowymi w miarę upływu czasu wzrasta lub utrzymuje się na poziomie obciążenia początkowego, dzięki czemu kotwie te mogą znaleźć zastosowanie w wyrobiskach przygotowywanych.

Dodatkową zaletą kotwi elastycznych jest możliwość mechanicznego ich zakładania.

Literatura

1. Jakubowicz A., Orłowski Z.: Wytrzymałość materiałów, Warszawa 1968. WNT.
2. Jędrzejowski A., Płaneta S., Siewierski S.: Wpływ

rodzaju mieszanek gumowych na nośność kotwi. Przegląd Górniczy 1975, nr 10.

3. Jędrzejowski A.: Współpraca kotwi elastycznych ze stropem w jednoetapowym komorowo-filarowym systemie eksploatacji z zawalaniem stropu. Instytut Górnictwa Politechniki Wrocławskiej, Komunikat nr 152/1977.

4. Przeprowadzenie badań obudowy kotwionej z głowicami elastycznymi w kopalniach LGOM w rejonach złoża zagrożonego łapaniami. Wrocław 1976, Raport Instytutu Politechniki Wrocławskiej.

5. Pochcił Z., Siewierski S.: Współpraca kotwi ze stropem w wyrobiskach eksploatacyjnych w warunkach kopalń LGOM. Bezpieczeństwo pracy w górnictwie, 1975, nr 1.

6. Siewierski S.: Współpraca kotwi ekspansyjnych z górotworem w komorowo-filarowych systemach eksploatacji z zawalaniem stropu. Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej, Monografia nr 3, 1975.

622.831.24:622'112

Stateczność a określenie grubości węglowej ławy ochronnej pod słabym stropem

Prof. dr hab. inż. Antoni Kidybiński, dr inż. Andrzej Michalski

Treść: Na podstawie przeprowadzonych obliczeń modelowych w siatce elementów skończonych określono kierunki i wielkości naprężeń w słabych skałach stropowych nad wyrobiskiem ścianowym, podtrzymywanych przez ochronną ławę węgla grubości 0,20, 0,40, 0,60 oraz 0,80 m. Podano wartości współczynnika pewności (stateczności) tej warstwy dla trzech typowych wielkości wytrzymałości węgla określonych wartościami $R_c =$ około 100, 200 i 300 kp/cm^2 . Podano wytyczne doboru grubości węglowych ław ochronnych pod słabymi stropami dla zapewnienia warunków statecznego utrzymania stropu wyrobisk ścianowych.

1. Wprowadzenie

Wybieranie systemem ścianowym pokładów węgla zalegających pod słabymi i rozsypliwymi warstwami stropowymi bardzo często stwarza zagrożenie opadem i zawalaniem stropu, co pogarsza bezpieczeństwo pracy w wyrobisku i jest przyczyną zanieczyszczenia urobku skałą płoną. Utrzymanie nad wyrobiskiem w stanie zwartym słabych skał stropowych jest szczególnie trudne w przypadku stosowania zmechanizowanych obudów ścianowych, które przez swą wysoką podporność wstępną i roboczą powodują przekroczenie punktowej wytrzymałości słabych skał stropu bezpośredniego, zaś przez następujące po sobie obciążanie i odciążanie (tzw. trącenie) stropu wywołują rozwarstwienie, a następnie pokruszenie rozwarstwionych skał. W warunkach słabych stropów najkorzystniej jest stosować obudowy typu osłonowego. Jednak i w tym przypadku — przy niskiej wytrzymałości i gęstym warstwowaniu skał stropowych — dochodzi do wysypywania się stropu nad przyczółowym pasem wyrobiska (tzw. ścieżka) po przejściu maszyny urabiającej, przed dosunięciem obudowy do czoła ściany.

Lokalne nierówności stropu pokładu lub brak dobrego przylegania przednich części stropnic do pułapu wyrobiska powiększają niezabudowaną szerokość stropu i powodują dalszy wzrost objętości opadu skał. W takich przypadkach praktycznie jedynym dostępnym sposobem utrzymania stropu I i częściowo II klasy [1] jest pozostawienie ponad pułapem wyrobiska ochronnej ławy węgla, oczywiście pod warunkiem, że cechy wytrzymałościowe tej ławy są korzystniejsze od odpornych cech słabych skał stropowych.

Do typowych przypadków spotykanych w praktyce kopalnianej, w których pozostawienie węglowej ławy ochronnej może zdecydowanie poprawić warunki utrzymania ściany, zalicza się:

- wybieranie pokładów (szczególnie podebranych), w których stropie zalega kruchy złustrowany iłowatek lub iłowiec o zmiennym warstwowaniu,
- wybieranie pokładów o silnie zawodnionych, cienkoławicowych skałach ilastych w stropie, szczególnie na małych głębokościach i pod wodoprzepuszczalnym nadkładem,
- wybieranie sztucznie nawodnionych pokładów zagrożonych łapaniami (prawdopodobne przecieki

części wody wtłaczanej w pokład szczelinami do skał stropowych),

- wybieranie dolnej warstwy grubego pokładu pod częściowo zrekonolidowanym rumowiskiem zawalowym, powstałym po wybraniu warstwy górnej,
- wybieranie dolnej warstwy grubego pokładu pod podsadzonymi (hydraulicznie lub pneumatycznie) zrobami warstwy górnej.

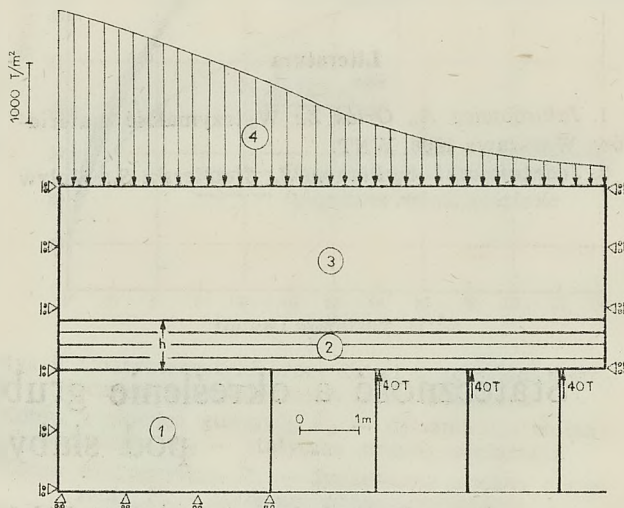
Ujemnymi stronami pozostawienia w stropie węglowej ławy ochronnej są: strata substancji złożowej, groźba samozapalenia się węgla pozostawionego w zrobach oraz — w niektórych przypadkach — niekorzystne zmniejszenie wysokości wyrobiska. Z tych względów ława ta powinna mieć możliwie minimalną grubość, zapewniającą jednakże utrzymanie wyżej leżącego półzwieszłego materiału skalnego lub podsadzkiego.

Ustalenie wymaganej grubości węglowej ławy ochronnej w stropie wyrobiska ścianowego za pomocą ścisłych metod inżynierskich napotyka na szereg trudności, głównie niemożność dokładnego wyznaczenia, za pomocą metod teoretycznych oraz kopalnianych pomiarów sił i przemieszczeń, niezbędnych do obliczeń, aktywnie działających sił oraz reakcji środowiska skalnego. Rozwiązanie zagadnienia tymi metodami nie może się obejść bez daleko idących uproszczeń i arbitralnych założeń w zakresie schematu obciążenia ławy ochronnej, częściowej samonośności skał obciążających ławę oraz sił wewnętrznych reakcji układu: strop — ława ochronna — wybierana calizna — obudowa. Mając to na uwadze, w przedstawionym rozwiązaniu oparto się na metodzie modelowej, wykorzystując dane o właściwościach wytrzymałościowych i odkształceniowych skał karbońskich, znane z długoletnich badań geotechnicznych zarówno laboratoryjnych, jak i kopalnianych.

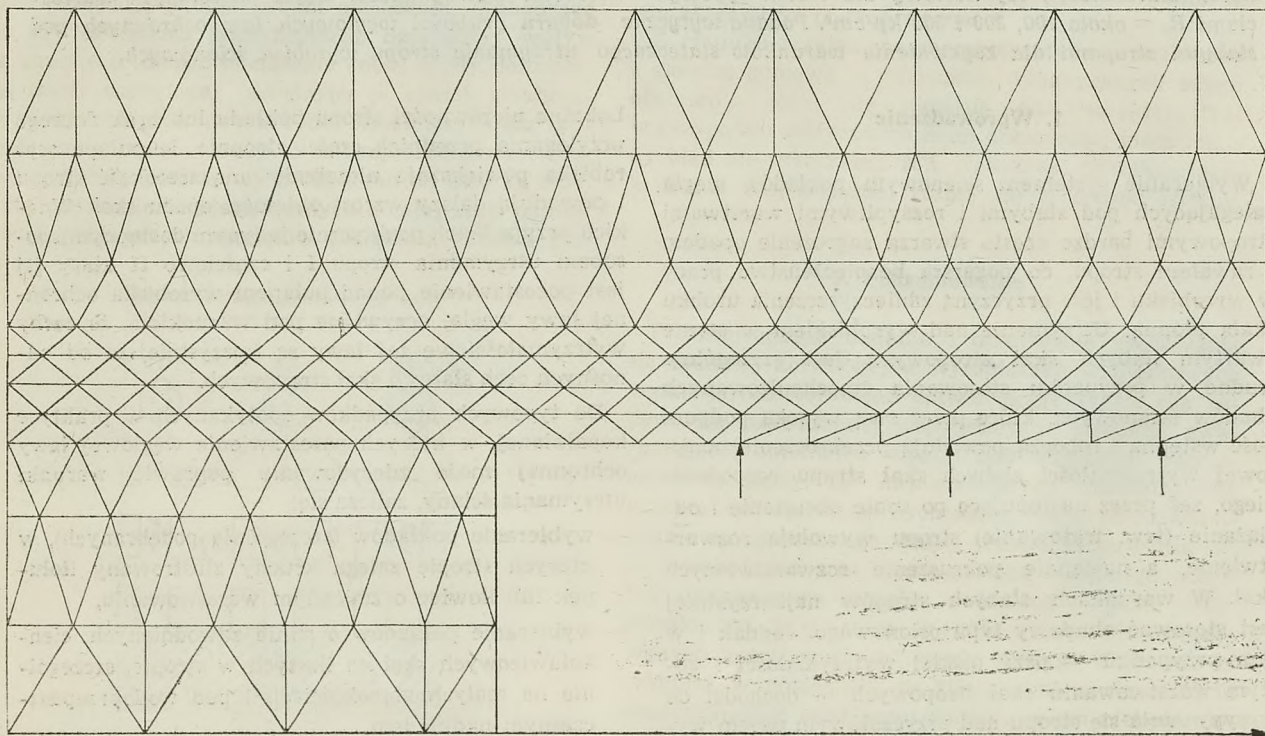
2. Model numeryczny stropu wyrobiska ścianowego

Do obliczeń przyjęto schemat modelu ściany zawalowej przedstawiony na rysunku 1. Obejmuje on, idąc od dołu, pokład węglowy wybieranej grubości 2,0 m, ochronną ławę węglową zmiennej grubości oraz warstwę słabego iłowca grubości około 2 m. Działanie obudowy na strop odzworowano za pomocą trzech sił skierowanych pionowo ku górze, o stałej wartości 40 T każda.

Warunki brzegowe modelu sformułowano w postaci przemieszczeń (na bocznych oraz dolnej granicy modelu) oraz naprężeń (górna granica modelu). Przyjęto



Rys. 1. Schemat modelu obliczeniowego
1 — pokład węgla, 2 — ława ochronna węgla w stropie pokładu zmiennej grubości h , 3 — słaby iłowiec, 4 — charakter obciążenia modelu



Rys. 2. Siatka elementów skończonych

mianowicie swobodę przemieszczeń pionowych — na krawędziach bocznych, swobodę przemieszczeń poziomych — na krawędzi dolnej oraz naprężenia pionowe o rozkładzie według konkretnej funkcji — na górnej krawędzi modelu. Funkcja ta wynika z redukującego działania krawędzi wybieranego pokładu na naprężenia pionowe wzdłuż poziomego przekroju, na wysokości odpowiadającej położeniu górnej krawędzi modelu, przy głębokości wybierania około 400 m; została ona wykreślona na drodze badania analogicznych modeli numerycznych [2], jednak o znacznie większym zasięgu poziomym i pionowym w stosunku do modelu przedstawionego na rysunku 1. Model odpowiadał warunkom płaskiego stanu odkształcenia, zaś badania przeprowadzono metodą elementów skończonych. Schemat siatki elementów zastosowanej w badaniach przedstawiono na rysunku 2. Składa się ona z 292 elementów o kształcie trójkątnym, łączących się w 170 węzłach. Zagęszczenie elementów siatki jest największe w obrębie ławy ochronnej, co pozwoliło osiągnąć duży stopień dokładności analizy naprężeń w rozpatrywanej ławie i oszczędność czasu maszyny cyfrowej, w związku ze stosunkowo niewielką liczbą elementów w całym modelu. Do obliczeń zastosowano zmodyfikowany program *E. Wilsona* [3], opracowany dla izotropowych ośrodków sprężystych w płaskim stanie naprężenia lub odkształcenia. Podstawowe wartości stałych materiałowych skał przyjęte do obliczeń zestawiono w tabelicy 1.

Tabela 1

WŁAŚCIWOŚCI SKAŁ PRZYJĘTE DO OBLICZEŃ

Skała	Parametr				
	E T/m ²	ν	γ° t/m ³	c_n T/m ²	φ stopni
Węgiel	100 000	0,3	1,3	500	25
				400	
				300	
Słaby iłowiec	300 000	0,3	2,5	200	30

Na omówionym modelu wykonano 12 cykli obliczeń, a mianowicie przy czterech grubościach ławy węglowej w stropie (0,20, 0,40, 0,60 oraz 0,80 m) oraz przy trzech wartościach spójności (C_m) węgla odpowiadających węglom o dużej, średniej oraz małej związku.

3. Kierunki naprężeń głównych w stropie

W wyniku obliczeń przeprowadzonych na modelu otrzymano wektory naprężeń głównych dla każdego elementu, pozwalające ocenić kierunek oraz wielkość działających naprężeń, a także ich znak (rozciąganie, ściskanie). Na rysunku 3 przedstawiono wektory naprężeń dla przypadku słabego stropu bez węglowej ławy ochronnej, zaś na rysunku 4 analogiczne wektory dla układu z ławą ochronną grubości 0,80 m. Na obydwóch rysunkach składowe oznaczone na końcach gwiazdkami przedstawiają naprężenia rozciągające, zaś składowe oznaczone odcinkiem bez gwiazdek na końcach — naprężenia ściskające. Pola naprężeń są prawie identyczne w części stropu położonej nad całąną węglową (czołem ściany) oraz w wyższych partiach stropu nad wyrobiskiem. W tych obszarach cha-

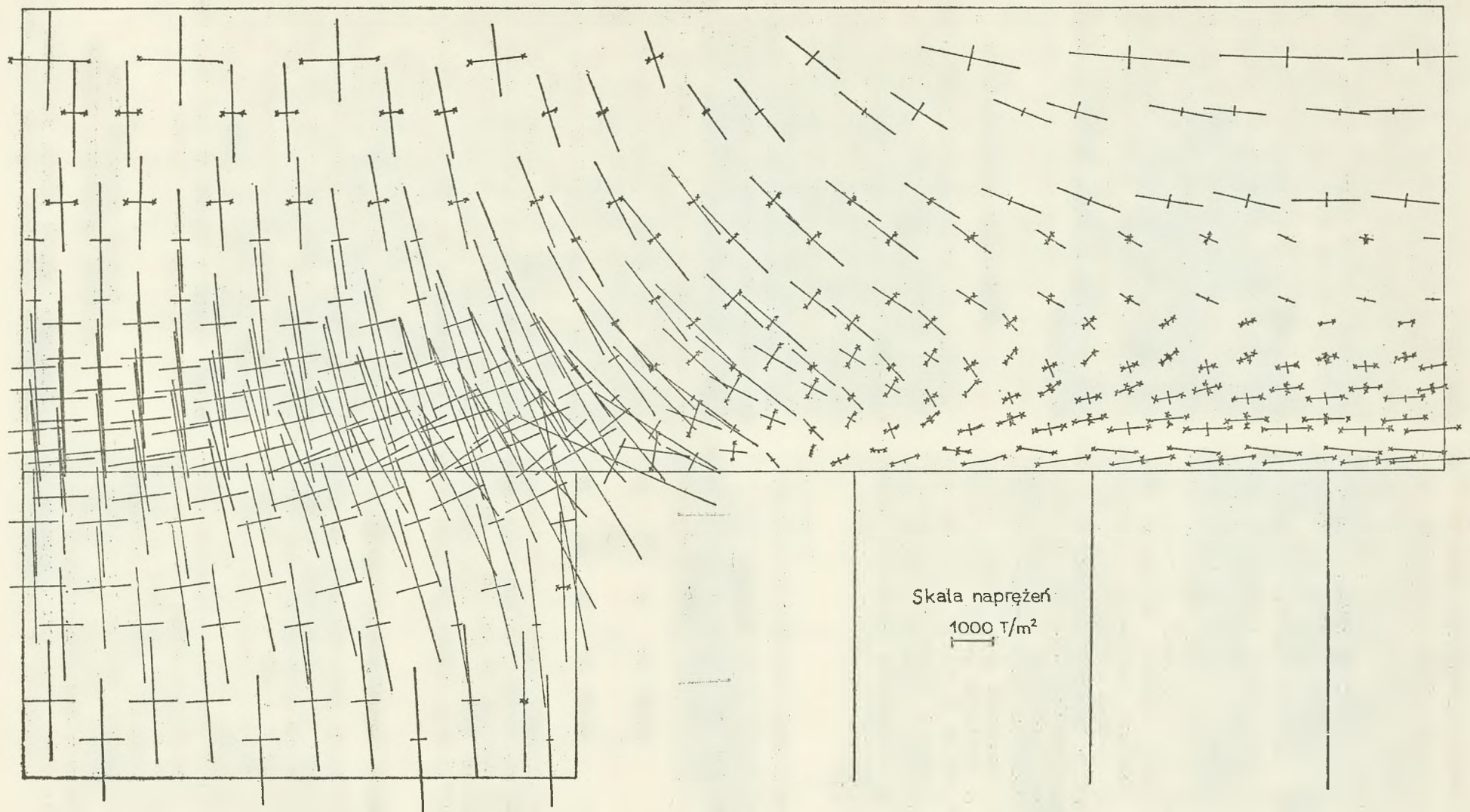
rakteryzuje je występowanie bardzo wysokich, prawie pionowych naprężeń ściskających i miejscami niewielkich poziomych naprężeń rozciągających (nad pokładem) oraz mniejszych pod względem wielkości i coraz bardziej zbliżonych do poziomu, w miarę oddalania się od czoła ściany ku zrobom, naprężeń ściskających (w wyższych partiach stropu nad wyrobiskiem). Natomiast w sąsiedztwie pułapu wyrobiska naprężenia dla przypadku bez ławy węglowej i z ławą znacznie różnią się od siebie, szczególnie pod względem wielkości. Są to w obu przypadkach prawie poziome naprężenia rozciągające, których wielkość stanowi przy pozostawieniu ławy ochronnej zaledwie 50÷60% wielkości naprężeń dla układu bez ławy. Pozostawienie więc węglowej ławy ochronnej w stropie ściany powoduje prawie dwukrotny spadek naprężeń rozciągających w bezpośredniej ławicy stropowej — w stosunku do sytuacji ze słabym iłowcem tworzącym pułap wyrobiska.

4. Współczynnik stateczności stropu

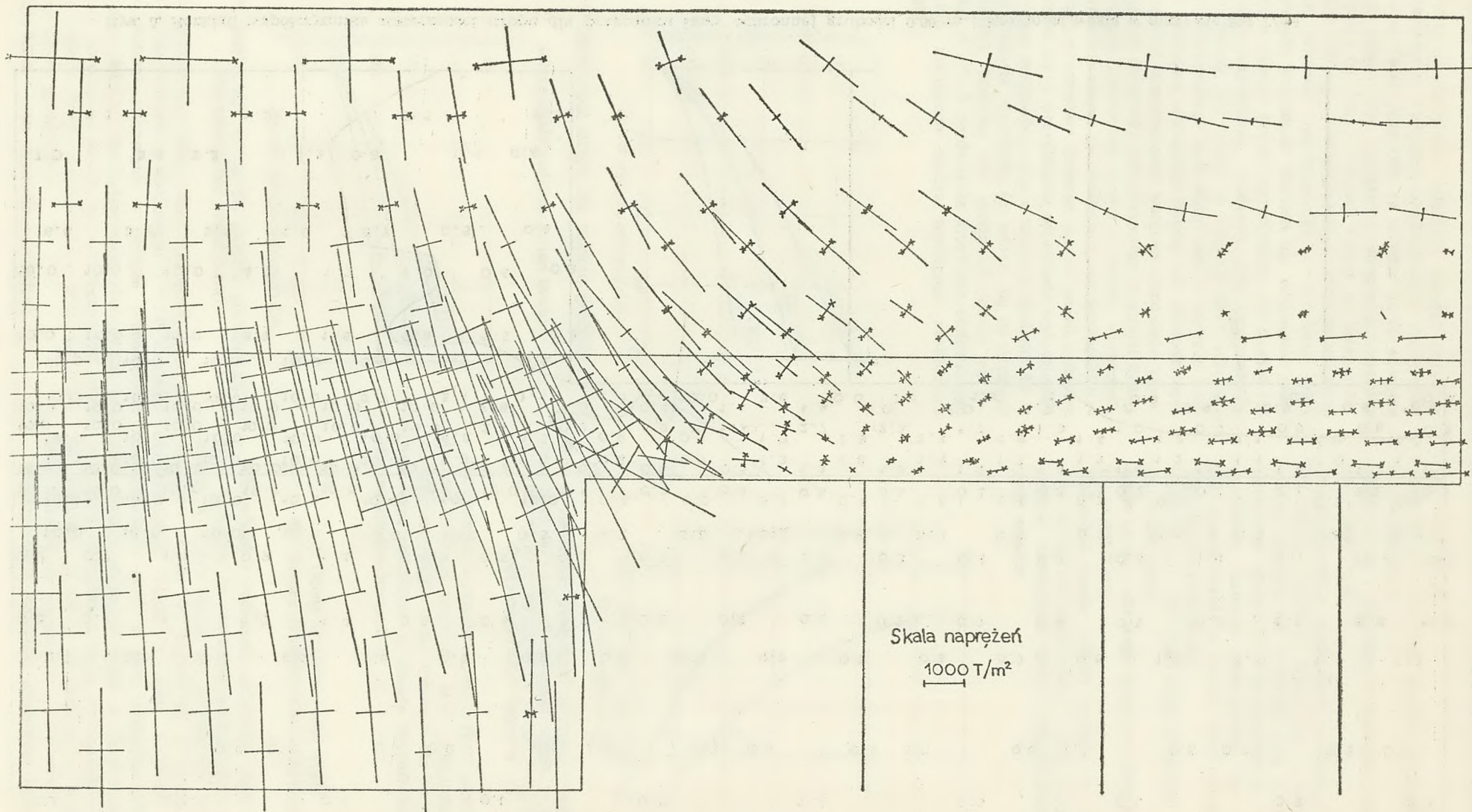
Obliczone dla każdego elementu modelu wielkości naprężeń głównych w zestawieniu z przyjętymi parametrami wytrzymałościowymi (spójność c oraz kąt tarcia wewnętrznego φ — patrz tablica 1) pozwoliły na określenie współczynnika stateczności poszczególnych elementów stropu dla każdej z przedstawionych grubości ławy ochronnej i wytrzymałości węgla, a także dla układu bez węglowej ławy ochronnej. W obliczeniach współczynnika stateczności stropu (współczynnika bezpieczeństwa) zastosowano jako kryterium wyłączeniowe jedną z wersji przestrzennej hipotezy *Coulomba—Mohra*. Na rysunku 5 pokazano wynik jednego z cykli obliczeniowych w tym zakresie, a mianowicie przypadek ławy grubości 0,60 m i spójności masywu 500 T/m². Wartości współczynnika stateczności poniżej 1,0 oznaczają stan przekroczonej wytrzymałości skał stropowych w danym elemencie, zaś wielkości powyżej 1,0 — strop stateczny. Na rysunku widać, że w większości elementów ławy ochronnej zachowana została wytrzymałość węgla, natomiast w powyżej zalegającym słabym iłowcu przeważają elementy o przekroczonej wytrzymałości. Dla uproszczenia oceny stateczności wysokie wartości współczynnika ograniczono do wartości 10,0, tzn. wszystkie jego obliczone wartości równe lub większe od 10,0 wykazano na rysunku jako przyjętą wartość graniczną. Z rysunku 5 widać ponadto, że strefy pękania węglowej ławy ochronnej skupione są w dwóch obszarach, a mianowicie w górnej części ławy w bezpośrednim sąsiedztwie czoła ściany (I) oraz w dolnej części ławy przy zrobach (II). Analiza kierunków naprężeń głównych wykazała, że w obszarze I przeważają kierunki spękań zbliżone do pionowych oraz poziomych, natomiast w obszarze II tworzą się głównie spękania odchylone od pionu około 30÷40° i mające w stosunku do czoła ściany charakter zarówno „leżący” jak i „wiszący”.

5. Zależność stateczności stropu od grubości węglowej ławy ochronnej

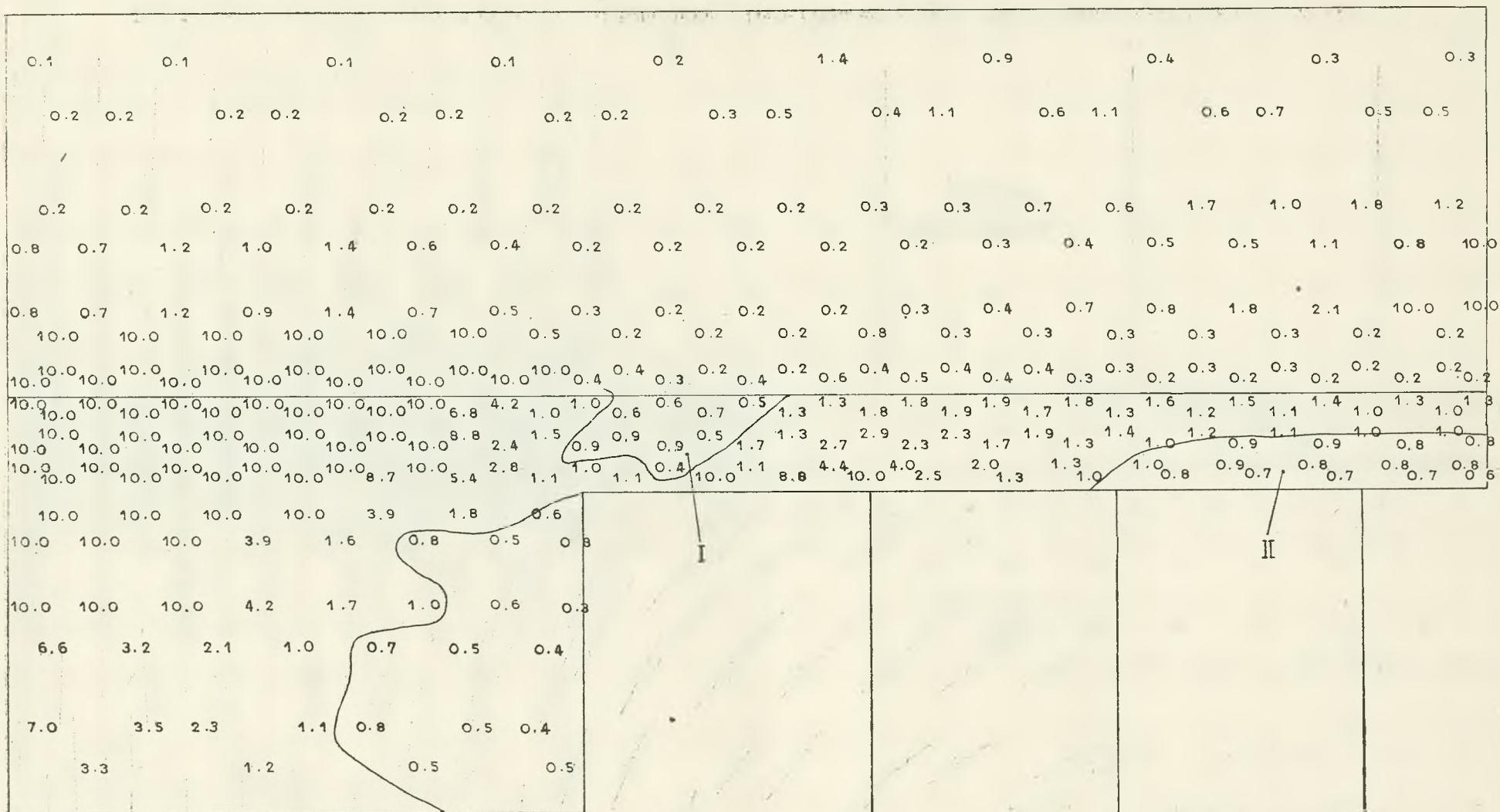
Zestawienie wyników obliczeń stateczności stropu przy różnych grubościach węglowej ławy ochronnej



Rys. 3. Kierunki i wielkości naprężeń głównych w słabym stropie bez ławy ochronnej, graficzny wydruk maszyny cyfrowej

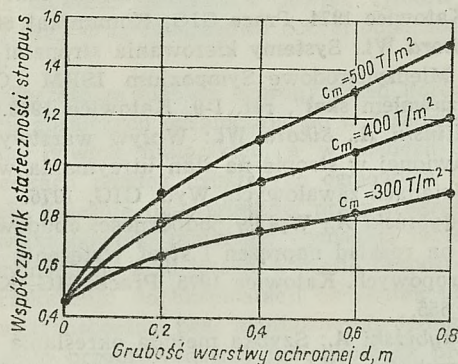


Rys. 4. Kierunki i wielkości naprężeń głównych w słabym stropie i ławie ochronnej grubości 0,80 m, graficzny wydruk maszyny cyfrowej

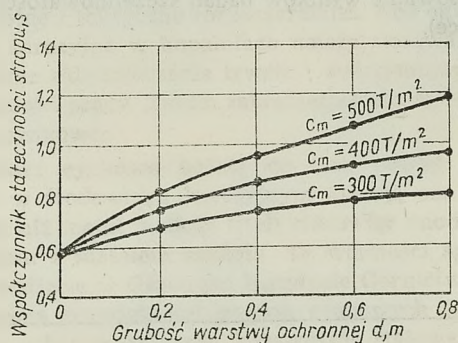


Rys. 5. Rozkład współczynnika stateczności stropu dla przypadku ławy ochronnej grubości 0,60 m i spójności węgla w masywie 500 T/m²

pozwoiliło na określenie zależności między grubością tej warstwy a wielkością współczynnika stateczności stropu s . Mając przy tym na uwadze to, że w miarę postępu ściany pole naprężeń w stropie przemieszcza się wraz z frontem i wywiera wpływ na kolejno odsłanianą caliznę — uwzględniono w obliczeniach tylko średnie wartości współczynnika s , określone przez uśrednienie wszystkich wartości dla elementów położonych w stropie ponad wyrobiskiem, nie dzieląc ich na partię przyczółową, środkową oraz przyrobową. Biorąc jednak pod uwagę, że węglowa ława ochronna może podtrzymywać bądź słaby, lecz w partiach wyższych częściowo samonośny iłowiec lub ikołupek, bądź też zupełnie niesamonośną warstwę rumowiska zawalowego lub materiału podsadzkowego (materiał luźny), rozpatrzono stateczność stropu w dwóch wariantach, a mianowicie biorąc do uśrednienia współczynniki stateczności z warstwy grubości 0,8 m ponad pułapem wyrobiska (co w przybliżeniu odpowiada wymaganiom pierwszego przypadku) oraz z warstwy grubości 3,0 m ponad pułapem wyrobiska (co odnosi się do drugiego przypadku). Wykresy obu zależności podano na rysunkach 6 i 7. Z porównania krzywych zestawionych na tych rysunkach można wyciągnąć następujące wnioski:



Rys. 6. Stateczność stropu dla pakietu grubości 0,8 m (słabe skały rodzime ponad ławą)



Rys. 7. Stateczność stropu dla pakietu grubości 3,0 m (materiał luźny ponad ławą)

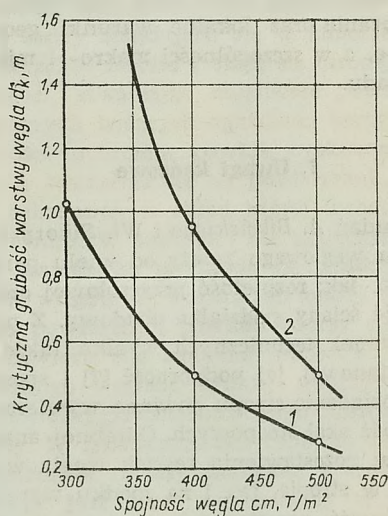
- Dla zapewnienia minimalnej, niezbędnej stateczności stropu wyrobiska ścianowego ($s = 1,0$) ze słabymi skałami rodzimymi w stropie bezpośrednim (kruche ikołupki, drobnolawicowe, zlustrowane lub silnie zawodnione iłowce, itp.) wymagane jest pozostawienie w stropie węglowej ławy ochronnej o następujących grubościach:
około 0,3 m — dla węgla silnie zwięzłych

- ($c_m = 500 T/m^2$),
około 0,5 m — dla węgla średnio zwięzłych
($c_m = 400 T/m^2$),
około 1,0 m — dla węgla o mniejszej zwięzłości
($c_m = 300 T/m^2$).

- Dla zapewnienia minimalnej, niezbędnej stateczności stropu wyrobiska ścianowego z luźnym materiałem skalnym lub podsadzkowym w stropie bezpośrednim (częściowo zreconsolidowane rumowisko zawalowe, materiał podsadzkowy itp.) wymagane jest pozostawienie w stropie ławy ochronnej o następujących grubościach:

- około 0,6 m — dla węgla silnie zwięzłych
($c_m = 500 T/m^2$),
około 1,0 m — dla węgla średnio zwięzłych
($c_m = 400 T/m^2$).

Natomiast węgle słabiej zwięzłe ($c_m = 300 T/m^2$ oraz mniej) nie zapewniają w tym przypadku niezbędnej stateczności stropu i bezpieczeństwa pracującej załodze.



Rys. 8. Zależność krytycznej grubości węglowej ławy ochronnej ($s = 1,0$) od spójności węgla w caliznie — dla słabych skał rodzimych w stropie bezpośrednim — 1 oraz materiałów luźnych — 2

Na rysunku 8 przedstawiono wykres zależności krytycznej grubości węglowej ławy ochronnej ($s = 1,0$) od spójności węgla w tej warstwie dla przypadku słabych skał rodzimych w stropie bezpośrednim 1 oraz dla materiałów luźnych 2.

6. Ocena wytrzymałości węgla dla doboru grubości ławy ochronnej

Jak widać z podanych wniosków oraz wykresów (rys. 6, 7 oraz 8), stateczna grubość ławy ochronnej zależy w dużej mierze od parametrów wytrzymałościowych węgla. W niektórych przypadkach niska wytrzymałość węgla w ogóle wyklucza celowość pozostawienia ławy. Z tych względów przed podjęciem decyzji przypinki węgla w stropie należy przeprowadzić szczegółową ocenę wytrzymałości danej ławy węglowej. W ocenie tej powinny być uwzględnione dwa podstawowe parametry, a mianowicie:

- wytrzymałość materiału węglowego (spójność c),

— stopień naturalnego lub sztucznego spękania węgla w masywie.

Wytrzymałość materiału węglowego wyznaczyć można przez ścinanie małych, foremnych próbek węgla, pobranych z pokładu, który ma być przypinany. Metodę badań i sposób obliczania wyników podano w publikowanych pracach GIG [4]. W przypadku braku możliwości wykonania prób ścinania wielkość c można w przybliżeniu wyznaczyć z równania

$$c = \sqrt{\frac{R_c \cdot R_r}{2}}$$

gdzie

R_c — wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie,

R_r — wytrzymałość na rozciąganie.

Natomiast ocena wpływu stopnia spękania pokładu na jego średnią wytrzymałość w masywie wymaga dokonania pomiarów przestrzennego wskaźnika szczelinowości (zagęszczenia szczelin) oraz określenia na tej podstawie wartości c_m odpowiadającej spójności calizny węglowej w warunkach jej zalegania [9]. Parametr c_m uwzględnia ewentualne osłabienie pokładu przez podebranie oraz lokalne warunki geologiczno-inżynierskie, a w szczególności makro- i mikrotektoniczne pokładu.

7. Uwagi końcowe

Według badań A. Bilińskiego i Wł. Sikory [5, 6] nośność stropu węglowego zależy od wielu parametrów technicznych, jak: rozpiętość przyczółowej części ścian, wysokość ściany, podziałka obudowy. Z podstawowych przesłanek technicznych wynika także, że typ obudowy ścianowej, jej podporność [7] i sposób przesuwu oraz osiadanie stropu powinno wywierać wpływ na stateczność skał stropowych. Odrębnej analizy wymaga wpływ pozostawienia resztek węgla w zrobach — zarówno w stropie, jak i na spodku wyrobiska [8] — na możliwość powstawania samozagrzewania się oraz samozapalania się węgla. Zjawiska te mogą w wielu przypadkach w ogóle wykluczać możliwość pozostawiania w zrobach węglowych ław ochronnych. Na zakończenie należy dodać, że przy bardzo małej wy-

trzymałości węgla i dużym stopniu jego spękania można stosować wyprzedzające, lokalne klejenie iniekcyjne ławy przewidzianej do ochrony stropu za pomocą tworzyw sztucznych, na przykład żywicy mocznikowej typu 116 opracowanej w GIG. Jest to uzasadnione w przypadkach lokalnego osłabienia węgla, na przykład w przypadku występowania uskoków oraz w przypadku występowania silnie zawodnionych słabych skał ilastych w stropie, które trudno jest stabilizować dostępnymi obecnie środkami.

Literatura

1. Kidybiński A.: Klasyfikacja stropów pokładów węglowych na podstawie oporów rozwarstwienia. Przegląd Górniczy 1974, nr 3.
2. Kidybiński A., Babcock C.: Stress distribution and rock fracture zones in the roof of longwall face in a coal mine. Rock Mechanics Journ. of ISRM, 1973, nr 5.
3. Wilson E.: Finite Element Analysis of Two-Dimensional Structures, University Microfilms Inc., Ann Arbor, Mich., 72, 1963.
4. Kidybiński A., Smółka J., Bałazy I.: Oznaczenie podstawowych własności mechanicznych skał zwęzłych. Katowice 1974, Prace GIG, Komunikat 608.
5. Sikora Wł.: Systemy kierowania stropami węglowymi. Międzynarodowe Sympozjum ISRM „Ochrona przed zawałem skał”, ref. I-9, Katowice 1973.
6. Biliński A., Sikora Wł.: Wpływ warstwy węgla pozostawionej w stropie na stan utrzymania wyrobiska w ścianach zawałowych. Wyd. GIG, 1976.
7. Kidybiński A.: Wpływ podporności obudowy ścianowej na rozkład naprężeń i stref wyężenia w skałach stropowych. Katowice 1975, Prace GIG, Komunikat nr 655.
8. Kidybiński A.: Szybka metoda określania wymaganej grubości pólki węglowej na spodku piaskowym. Przegląd Górniczy 1975, nr 10.
9. Liszkowski J., Stochlak J.: Szczelinowatość maszyn skalnych. Wyd. Geologiczne, 1976, s. 188÷204 (Zastosowanie wyników badań szczelinowatości w geotechnice).

Wzrost jakości surowców —

zadaniem ekonomiczno-technicznym
inżyniera, projektanta i pracownika naukowo-badawczego

Odporność korozyjna ogniowych powłok cynkowych w agresywnym środowisku kopalnianym

Mgr inż. Maria Sobolewska

Treść: Omówiono własności ochronne powłok cynkowych ogniowych w agresywnym środowisku kopalnianym. Stwierdzono, że szybkość korozji powłok cynkowych zależy od stopnia zanieczyszczenia powietrza oraz od pory roku. Natomiast w warunkach szybowych, gdzie występują wycieki zmineralizowanych wód naturalnych, trwałość powłok cynkowych okazała się zadowalająca. Przedstawiono również metody dodatkowego zabezpieczenia powłok cynkowych za pomocą powłok chromianowych oraz malarskich.

1. Wprowadzenie

Pośród wielu znanych i stosowanych w praktyce powłok metalicznych do ochrony stali przed korozją powłoki cynkowe ogniowe należą do najpopularniejszych i najczęściej stosowanych środków zabezpieczających. Około połowa światowej produkcji cynku jest zużywana na cynkowanie ogniowe stali [1]; świadczy to najlepiej o światowym rozpowszechnianiu cynku jako powłoki ochronnej. Tak duże zużycie cynku wynika z łatwości nakładania powłok cynkowych, ich niskiej ceny oraz stosunkowo dobrej odporności korozyjnej.

Dotychczasowe metody ochrony przed korozją konstrukcji górniczych ograniczają się w zasadzie do stosowania powłok malarskich, a w nielicznych tylko przypadkach powłok cynkowych ogniowych i natryskowych. Zależnie od warunków pracy i agresywności środowiska powłoki malarskie wymagają zabiegów renowacyjnych po 2÷3 latach, a często bezpośrednio po ich przekazaniu do eksploatacji na skutek uszkodzeń podczas transportu i prac montażowych. Jednakże bardzo często przeprowadzenie jakichkolwiek prac renowacyjnych jest niemożliwe z powodu trudnego dostępu do zamontowanych konstrukcji i urządzeń, dużej wilgotności powietrza dochodzącej do 100% oraz ograniczenia stosowania wielu wyrobów malarskich z uwagi na lotne i toksyczne rozpuszczalniki. Aby ograniczyć straty korozyjne w kopalniach należy stosować materiały oraz zabezpieczenia trwałe i wytrzymałe trudne warunki pracy. Takim zabezpieczeniem są m.in. powłoki cynkowe.

Powłoki cynkowe należą do tzw. powłok anodowych; w środowisku korozyjnym ulegają one łatwiej korozji niż metal podłoża (stal) stanowiąc anodę w porównaniu z metalem podłoża. Te własności spowodowały podjęcie w Głównym Instytucie Górnictwa pracy nad oceną przydatności powłok cynkowych jako materiału zabezpieczającego konstrukcje stalowe w warunkach kopalnianych.

2. Własności ochronne ogniowych powłok cynkowych

Atmosfera na powierzchni kopalń węgla jest agresywnym korozyjnie środowiskiem przemysłowym, a stopień jej agresywności zależy od zanieczyszczeń związanych z istnieniem w pobliżu różnych zakładów przemysłowych, takich jak: elektrownie, koksownie, huty oraz zakłady chemiczne. Głównym źródłem za-

nieczyszczeń atmosfery są paleniska węglowe, wytwarzające pyły lotne i gazy spalinowe, w skład których wchodzi tlenki węgla i siarki. Tlenki siarki, dające z wodą kwasy: siarkawy i siarkowy, powodują wzmożoną korozję powłoki, gdyż produkty korozji siarczane i siarczyny cynku są łatwo rozpuszczalne w wodzie i nie tworzą warstewek ochronnych. Również cząstki pyłów i sadzy znajdujące się w atmosferze osiadają na powierzchni metalu i stają się ośrodkami kapilarnej wilgoci, stwarzając możliwość powstania ogniw galwanicznych będących ogniskami korozji [4].

Własności ochronne powłok cynkowych wynikają głównie z tworzenia się na powierzchni metalu warstewki ochronnej, w skład której wchodzi produkt korozji cynku. W suchym i nie zanieczyszczonym powietrzu warstewka ta składa się zasadniczo z tlenku cynku. W wilgotnych warunkach (opady deszczu, mgła, rosa) na powierzchni powłoki tworzy się tzw. „biała rdza”. Zawiera ona zmienne proporcje tlenku cynku i zasadowego węglanu cynku i tworzy się wówczas, gdy na świeżej powierzchni cynku pozostają duże krople wody. W tym przypadku cynk, na skutek różnego napowietrzenia między brzegami i środkiem kropli, atakowany jest przez rozpuszczony w wodzie tlen. Tworzy się wówczas tlenek cynku oraz wodorotlenek w postaci porowatej, który szybko pobiera dwutlenek węgla z powietrza, dając w efekcie zasadowy węglan cynku [1, 3].

Własności ochronne powłok cynkowych wynikają również stąd, że cynk jest metalem bardziej elektropojemnym od żelaza, dzięki czemu może on chronić stal w ten sposób, że sam ulega korozji. Własności elektrochemiczne powłok cynkowych odgrywają rolę w przypadku uszkodzenia powłoki, połączonego z odsłonięciem metalu podłoża (stali). Cynk w utworzonym ogniwie ulega korozji, natomiast struktura metalu podłoża pozostaje nienaruszona. Jeżeli odsłonięta powierzchnia stanie się duża, rozpoczyna się wtedy korozja metalu podłoża.

W warunkach dołowych na trwałość powłok cynkowych duży wpływ mają wyciekające wody naturalne. Wody te są z reguły agresywne w stosunku do stali i cynku. Agresywność wód kopalnianych spowodowana jest głównie zawartością rozpuszczonych soli mineralnych, twardością ogólną oraz wartością pH.

Wody miękkie, zawierające mniej soli powodujących ich twardość, silniej atakują powłokę cynkową; zawierają bowiem większe ilości rozpuszczonego tlenu i dwutlenku węgla, które sprzyjają rozpuszczaniu warstewek ochronnych. Natomiast korozja powłok cynko-

wych w wodach twardych jest mniejsza. Istotny wpływ na szybkość korozji powłok cynkowych w wodach kopalnianych wywierają jony chlorkowe i siarczanowe. Wysoka zawartość chlorków może spowodować korozję wżerową. Działanie jonów chlorkowych może być tłumione przez jony wapnia i magnezu dzięki możliwości wytworzenia się warstewki ochronnej, składającej się z soli wapnia i magnezu.

Szybkość korozji cynku zależy również od pH wody. W wodach wyraźnie kwaśnych i w wodach wyraźnie alkalicznych szybkość korozji cynku jest największa. Natomiast w wodach o wartości pH w granicach 6÷12,5 szybkość korozji jest niewielka i prawie nie zależy od pH.

Ważnymi parametrami określającymi trwałość powłok cynkowych jest ich grubość oraz równomierność nałożenia. Stwierdzono, że trwałość powłok cynkowych jest w przybliżeniu proporcjonalna do ich grubości [1]. Grubość powłoki cynkowej powinna zasadniczo przekraczać 70 μm , gdyż w pierwszej fazie korozji warstwa cynku grubości 70 μm ulega przetworzeniu na produkty korozji, a podstawą ochrony jest pozostała część cynku.

Powłoki cynkowe mogą ulegać korozji również w warunkach magazynowania i transportu. Podczas składowania elementów pokrytych powłokami cynkowymi w zamkniętych i wilgotnych pomieszczeniach, przy jednoczesnych dobowych wahaniami temperatury na powierzchni wykrapla się woda. Powstające wtedy na skutek różnego napowietrzania kropli lokalne ogniska korozyjne powodują niszczenie powłoki jeszcze przed okresem eksploatacji [2].

3. Ochrona ogniowych powłok cynkowych

W przypadku eksploatacji powłok cynkowych w bardzo agresywnym środowisku korozyjnym należy je jeszcze dodatkowo zabezpieczyć. W tym celu pokrywa się je wyrobami malarskimi bądź też stosuje różne metody pasywacji (np. chromianowanie lub fosforanowanie). Czasem stosuje się oba te sposoby równocześnie. Jedną z metod najlepiej zabezpieczających powłoki cynkowe przed korozją elektrochemiczną jest nakładanie powłok chromianowych. Trwałość tych powłok jest różna. W miejscach gdzie powłoki te nie ulegają ścieraniu, trwałość ich może wynosić kilka miesięcy i więcej. Pod podłożem z farby trwałość ich wynosi kilka lat. Słaba odporność powłok chromianowych na ścieranie wyklucza możliwość stosowania ich jako jedynego zabezpieczenia powłok cynkowych w warunkach kopalnianych. Powłoki chromianowe stanowią bardzo dobry podkład pod różnego rodzaju wyroby malarskie oraz skutecznie chronią powłokę malarską w przypadku lokalnego odpryskiwania farby.

Zabezpieczenie powłok cynkowych tylko wyrobami malarskimi wymaga stosowania specjalnych farb gruntowych podkładowych. W umiarkowanych warunkach korozyjnych dodatkowe zabezpieczenie powłok cynkowych ogniowych nie jest konieczne.

4. Badania terenowe odporności korozyjnej powłok cynkowych w naturalnej atmosferze kopalń węgla kamiennego

W celu określenia odporności korozyjnej powłok cynkowych przeprowadzono następujące pomiary:

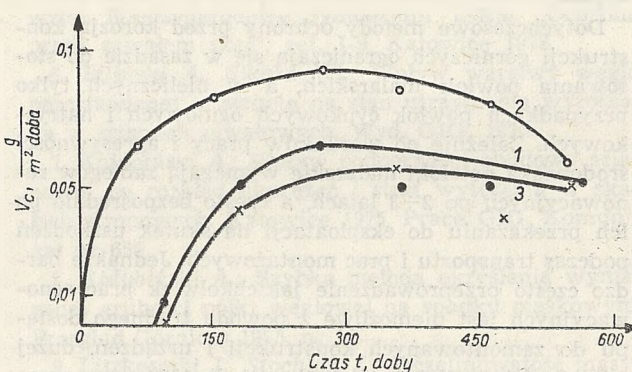
- szybkość korozji powłok w naturalnej atmosferze kopalń węgla,
- zawartości dwutlenku siarki w powietrzu,
- ilości i jakości opadów atmosferycznych.

Badania przeprowadzono na stacjach terenowych przy kopalniach Wujek i Wawel, które reprezentują środowisko wybitnie przemysłowe oraz na stacji terenowej przy Głównym Instytucie Górnictwa, które reprezentuje środowisko miejsko-przemysłowe. Grubość powłok cynkowych określona metodą elektrolityczną wynosiła około 150 μm . Próbkę do badań o wymiarach 100×30×2 mm eksponowano na stacjach terenowych w okresach miesięcznych oraz w okresach 60, 90 i 180 oraz 360, 460 i 550-dniowych. Pomiary szybkości korozji atmosferycznej prowadzono metodą grawimetryczną. Średnią szybkość korozji V_c obliczano według PN-H/04600.

Równocześnie prowadzono pomiary zawartości dwutlenku siarki w powietrzu w 30-dniowych przedziałach czasowych. Badania wykonano metodą adsorbcyjną Wildsona — Mc Gomolla. Ponadto mierzono ilość i rodzaj zanieczyszczeń w opadach atmosferycznych.

Pomiary prowadzono od lipca 1974 do czerwca 1976 r.

Zależność szybkości korozji powłok cynkowych ogniowych od czasu trwania ekspozycji pokazano na wykresie (rys. 1). Dla porównania prowadzono pomiary szybkości korozji stali zwykłej St3S.



Rys. 1. Średnia szybkość korozji próbek stalowych ocynkowanych ogniowo na stacjach terenowych 1 — kopalnia Wujek, 2 — kopalnia Wawel, 3 — Główny Instytut Górnictwa

5. Badania laboratoryjne odporności korozyjnej powłok cynkowych narażonych na działanie wód kopalnianych

Badania laboratoryjne odporności korozyjnej powłok cynkowych nie zabezpieczonych prowadzono za pomocą testu zmiennego zanurzania w wodach kopalnianych i metodą grawimetryczną określano szybkość korozji. Badane próbki umieszczano w specjalnie przygotowanej do tego celu aparaturze, gdzie zanurzały się one w wodzie i wynurzały na powierzchnię z szybkością 0,5 obr./min. Test ten modeluje w pewnym sensie warunki szybowe, gdzie konstrukcje i urządzenia ulegają często zwilżaniu, wysychaniu w powietrzu atmosferycznym oraz ponownemu zwilżaniu wodami dołowymi.

Badane powłoki cynkowe poddawano działaniu wód kopalnianych bardzo miękkich (twardość ogólna do 8,5°n), twardych (twardość ogólna około 85°n) i bardzo

twardych (twardość około 545n), o różnej zawartości jonów chlorkowych i siarczanowych. Ponieważ powłoki cynkowe uległy większej korozji w wodach miękkich, przeprowadzono szereg pomiarów w wodach o twardości ogólnej 8,5, 22 i 36°n, przy zwiększającym się stężeniu jonów chlorkowych od 70 do 6850 mg/l. Równocześnie prowadzono pomiary szybkości korozji na stali zwykłej.

Na podstawie wcześniejszych badań do zabezpieczenia powłoki cynkowej wytypowano:

1. kompozycję smołowo-epoksydową MS-70 — 2 warstwy,
2. zestaw składający się z:
 - farby chlorokauczukowej do gruntowania, przeciwrdzewnej cynkowej 70% o symbolu 7221-004-950 — 2 warstwy,
 - emalii chlorokauczukowej o symbolu 7262-000-XXX — 3 warstwy,
3. zestaw składający się z:
 - farby poliwinylowej do gruntowania, przeciwrdzewnej, chromianowej, reaktywnej o symbolu 7722-007-110 — 1 warstwa,
 - farby chlorokauczukowej do gruntowania o symbolu 7221-006-250 — 1 warstwa,
 - emalii chlorokauczukowej ogólnego stosowania o symbolu 7261-000-XXX — 3 warstwy.

Wyroby te nakładano na powłoki cynkowe uprzednio pokryte powłoką chromianową. Tak zabezpieczone powłoki cynkowe poddano działaniu cyklu korozyjnego obejmującego działanie rozpylonej solanki, zwiększonej wilgotności i temperatury, jak również działaniu atmosfery normalnej, modelowej wody kopalnianej oraz temperatur ujemnych.

Cykl korozyjny obejmuje:

1. komorę z rozpyloną solanką — 6 dni,
2. wodę destylowaną — 1 dzień,
3. komorę kondensacyjną (wilgotność 100%, temp. 35°C) — 3 dni,
4. zanurzanie w modelowej wodzie kopalnianej — 1 dzień,
5. zamrażarkę -25°C — 18 godz,
6. sezonowanie na powietrzu — 2 dni.

Cykl korozyjny stwarza bardzo agresywne warunki korozyjne modelujące warunki panujące w szybach. Cykl ten powtarza się do momentu, kiedy badane powłoki zaczynają wykazywać oznaki zniszczenia (od jednego od kilku). Równocześnie prowadzono badania na stacji terenowej zlokalizowanej przy GIG.

6. Podsumowanie

Przeprowadzone badania korozji atmosferycznej powłok cynkowych ogniowych na stacjach pomiarowych zlokalizowanych na terenie GOP wykazały, że szybkość korozji zależy od stopnia zanieczyszczenia atmosfery oraz od pory roku. Stwierdzono, że ilość zanieczyszczeń nasila się w okresie jesień—zima, co pociąga za sobą wzrost szybkości korozji powłok. W okresie wiosna—lato szybkość korozji powłok jest 1,5÷3 razy mniejsza niż w okresie jesień—zima.

Największą szybkość korozji powłok stwierdzono w rejonie kopalni Wawel (wykres 1); tam również stwierdzono zwiększone zanieczyszczenie atmosfery i opa-

Tablica 1

ŚREDNIE WARTOŚCI $V_c \left(\frac{\text{g}}{\text{m}^2 \cdot \text{doba}} \right)$ i $\text{SO}_2 \left(\frac{\text{mg}}{\text{m}^2 \cdot \text{doba}} \right)$

Stacja terenowa	Rok	Wiosna — lato		Jesień — zima	
		V_c	SO_2	V_c	SO_2
Kopalnia Wujek	1974/1975	0,0351	44,72	0,0721	56,60
	1975/1976	0,0538	30,71	0,1131	72,55
Kopalnia Wawel	1974/1975	0,0797	78,53	0,1253	97,7
	1975/1976	0,0979	69,25	0,1404	86,18
Teren GIG	1974/1975	0,0252	40,26	0,0542	77,94
	1975/1976	0,0430	32,04	0,1117	81,46

dów, a także zwiększoną zawartość dwutlenku siarki w porównaniu z innymi stacjami (tablica 1). Trwałość stali ocynkowanej ogniowo na powierzchni kopalni jest około 30-krotnie wyższa niż stali nie ocynkowanej. Wyniki te potwierdziły dane z literatury dotyczące zachowania się powłok cynkowych w agresywnej atmosferze przemysłowej.

Należy jednak zaznaczyć, że wartości szybkości korozji określone w latach 1974÷1975 oraz w tym samym okresie pomiarowym w latach 1975—1976 mają tendencję do wzrostu. Świadczy to o stałym wzroście zanieczyszczenia środowiska w rejonie GOP. Wody kopalniane są w większości przypadków agresywne w stosunku do powłok cynkowych, szczególnie gdy są to wody miękkie o wysokiej zawartości chlorków. W warunkach szybowych, gdzie występują wycieki zmineralizowanych wód naturalnych, trwałość powłok cynkowych jest na ogół zadowalająca. W zależności od stopnia agresywności wody i powietrza stal ocynkowana jest około 5÷9-krotnie trwalsza od stali nie ocynkowanej. W związku z tym szczególnie korzystne jest zabezpieczanie powłokami cynkowymi ogniowymi konstrukcji i urządzeń szybowych oraz rurociągów transportujących wody kopalniane. Za stosowaniem powłok cynkowych przemawia również to, że dźwigary i rury zabezpieczone tymi powłokami nie wykazywały przez wiele lat zniszczeń korozyjnych, pomimo ich eksploatacji w trudnych i agresywnych warunkach górniczych.

Badania powłok malarskich nałożonych na powłoki cynkowe chromianowane wykazały, że najlepszymi właściwościami ochronnymi charakteryzuje się kompozycja smołowo-epoksydowa MS-70 (wykazuje ona również bardzo dobre właściwości ochronne na podłożu cynkowym niechromianowanym oraz na podłożu stalowym [5]). Dobrymi właściwościami charakteryzuje się zestaw malarski nałożony na powłokę cynkową, również chromianowaną, a składający się z:

- farby chlorokauczukowej do gruntowania, przeciwrdzewnej cynkowej 70% o symbolu 7221-004-950,
- emalii chlorokauczukowej chemoodpornej o symbolu 7262-000-XXX.

Efekty ekonomiczne stosowania powłok cynkowych ogniowych wynikają przede wszystkim ze zwiększenia trwałości konstrukcji, a także z dość niskiej ceny cynkowania. Koszt cynkowania elementów stalowych wynosi 4 zł/kg dla elementów grubościennych (np. dźwi-

gary, wsporniki, przewadniki), 11 zł/kg dla elementów cienkościennych (np. drabiny, podesty, przepierzenia) oraz 10,4 zł dla 1 m rury. Zapotrzebowanie resortu górnictwa na elementy ocynkowane, według danych otrzymanych ze Zjednoczenia Budownictwa Górniczego, Zjednoczenia Maszyn Górniczych — Polmag, Zjednoczenia Budowlano-Montażowego PW i Głównego Instytutu Górnictwa, wynosi 26 000 t/rok, w tym głównie na konstrukcje szybów i rury.

Z przeprowadzonej analizy ekonomicznej wynika, że efekty ekonomiczne z tytułu cynkowania rur i urządzeń oraz konstrukcji szybowych wyniosą 138 mln zł/rok, natomiast oszczędności w stali wynikające z przedłużenia trwałości elementów ocynkowanych wyniosą 18 tys. ton/rok. Podane efekty nie uwzględniają trudnych do oszacowania oszczędności wynika-

jących z obniżenia kosztów remontów, wymiany zużytych elementów, awarii i przestojów.

Literatura

1. Shreir L. L.: Korozja, t. I i II. Warszawa 1966, WNT.
2. Kurski K.: Cynkowanie ogniowe. Warszawa 1970, WNT.
3. Biestek T., Niemiec J.: Prace Instytutu Mechaniki Precyzyjnej, 2, 38 (1966).
4. Malkiewicz E., Leśniewski K.: Korozja w górnictwie węglowym, Katowice 1971, Wyd. Śląsk.
5. Sobolewska M., Magdziej A.: Ochrona przed korozją 1974, nr 6.

622.831:325:622.692.237

Sposoby uszczelniania podziemnych zbiorników skalnych do składowania ropy, produktów naftowych i paliw gazowych

Dr inż. Bohdan Nielubowicz

Treść: Przedstawiono sposoby uszczelniania podziemnych zbiorników skalnych przeznaczonych do składowania ropy naftowej, produktów naftowych i paliw gazowych. Omówiono sposoby hydraulicznego ograniczania ucieczek składowanych produktów ciekłych i gazowych. Przedstawiono metody uszczelniania otworów — zbiorników podziemnych oraz otworów szybów, łączących komory składowisk z powierzchnią terenu. Wyrażono pogląd o celowości podjęcia prac badawczo-studialnych nad opracowaniem najkorzystniejszych dla warunków polskich metod wykonawstwa górniczego zbiorników skalnych.

1. Wprowadzenie

W ostatnich kilkunastu latach na świecie, a szczególnie w krajach wysoko rozwiniętych gospodarczo, zaznacza się potrzeba dysponowania zbiornikami dużych pojemności do składowania ropy oraz paliw płynnych i gazowych. Budownictwo naziemnych parków magazynowych napotyka coraz większe trudności wywołane wysokimi kosztami budowy, względami bezpieczeństwa oraz ochrony krajobrazu i środowiska naturalnego. W tej sytuacji coraz atrakcyjniejsze stają się rozwiązania, mające na celu umieszczenie magazynów pod powierzchnią ziemi bądź lokowanie ich bezpośrednio pod powierzchnią terenu.

Przechowywanie ropy i produktów naftowych oraz paliw gazowych w zbiornikach podziemnych, poza obniżką jednostkowych kosztów składowania, odznacza się następującymi zaletami:

- oszczędnością stali i innych deficytowych materiałów budowlanych,
- stworzeniem warunków do długotrwałego składowania i to praktycznie bez strat lub o ubytkach dużo mniejszych niż przy magazynowaniu naziemnym,
- możliwością składowania zarówno przy ciśnieniu atmosferycznym, jak i przy ciśnieniu podwyższonym, co jest szczególnie istotne przy przechowywaniu paliw gazowych w stanie skroplonym.

Ponadto:

- ciśnienie i temperatura składowania produktów są stale i praktycznie niezależne od czynników zewnętrznych;
- wykluczone są pożary oraz znacznie ograniczone możliwości awarii instalacji podziemnych, a same instalacje są o wiele lepiej zabezpieczone w razie wojny.

Aktualnie na świecie wykorzystane są różnego typu składowiska podziemne do przechowywania ropy naftowej, produktów naftowych i paliw gazowych. Jako składowiska na gaz ziemny i koksowniczy wykorzystuje się w dużym zakresie wyczerpane złoża gazu ziemnego i ropy naftowej oraz zewnętrznie izolowane warstwy wodonośne. Dużą popularność uzyskują również komory ługownicze w pokładach i wysadach solnych oraz wyrobiska górnicze, wykonywane w skałach konwencjonalnymi sposobami górnictwami.

Ostatnio coraz szerzej wykorzystuje się komory podziemne, wykonywane drogą podziemnych eksplozji jądrowych. Do innych rodzajów zbiorników podziemnych należą różnego typu składowiska zagłębione w ziemię do przechowywania słabotłotnych produktów, jak oleje opałowe, oraz zbiorniki do magazynowania skroplonych gazów, jak propan, butan i gaz ziemny. Ze względu na konieczność zachowania tych gazów w stanie skroplonym (przy utrzymaniu ciśnienia zbliżonego do atmosferycznego) nieodzowne jest znaczne obniżenie temperatury składowania. Dlatego też zbiorniki tego typu dostosowane są do procesu mrożenia.

Podstawowym zagadnieniem przy przechowywaniu pod ziemią produktów węglowodorowych jest uniemożliwienie przenikania składowanego produktu do skał otaczających. Szczelność zbiornika może być osiągnięta albo przez wybór szczelnego środowiska skalnego, albo przez odpowiednie zabiegi uszczelniające. Polegać one mogą na:

- wykorzystaniu hermetyzującego oddziaływania wód podziemnych,
- zamrożeniu górotworu, występującego przeważnie w postaci zawodnionych gruntów sypkich,
- zabiegach mechanicznego uszczelnienia za pomocą tamponażu szczelin i spękań,
- wykonaniu specjalnych ścianek szczelnych oraz zastosowaniu odpowiednich pokryw i odpowiednich wykładzin.

Sposoby te znajdują zastosowanie głównie przy uszczelnianiu zbiorników podziemnych, którymi mogą być specjalnie wykonywane komory, wyrobiska opuszczonych kopalń podziemnych i odkrywkowych oraz opuszczone tunele jak i przypowierzchniowe zbiorniki typu mrozeniowego.

Szczególnie trudny jest problem utrzymania odpowiedniej szczelności podziemnych komór magazynowych w przypadku składowania gazów w stanie lotnym (przy znacznych i często zmiennych ciśnieniach). Problem ten jest ogromnie ważny również przy składowaniu skroplonych gazów o wysokich ciśnieniach par. W tego rodzaju składowiskach szczelność otaczającego górotworu stanowi warunek wyjściowy i podstawowy budowy całej instalacji. Przyczyna tego stanu rzeczy leży w dużej ruchliwości gazów i ich znacznej ściśliwości. Duża ruchliwość gazów wynika z ich niskiej lepkości w odniesieniu do wody. Na przykład lepkość metanu przy temperaturze $+25^{\circ}\text{C}$ jest około 90 razy mniejsza niż wody. Porównując przepływ masy gazu i masy cieczy przez ciało porowate, można obliczyć, że w tych samych warunkach przepływu w jednostce czasu przenika 1,66 raza więcej metanu niż wody. Oznacza to, że ciało porowate, przepuszczające w jednostce czasu 1 m^3 wody, w przypadku przenikania przez nie metanu przefiltruje w tej samej jednostce czasu około 2300 m^3 gazu. Wynika stąd konieczność dokładnego rozpoznania stopnia uszczelnienia środowiska skalnego, w którym ma być przechowywany gaz. Odnosić się to może w szczególności do składowania gazu miejskiego o zawartości CO. Dlatego też sposób uszczelnienia musi sprostać następującym wymaganiom:

- zupełnej gazoszczelności wszystkich istniejących lub zlikwidowanych wyrobisk pionowych oraz całkowitej nieprzepuszczalności stref kontaktu tych wyrobisk z otaczającym górotworem;
- szczelności otaczających skał dla przeciwdziałania przenikaniu gazu na zewnątrz pomieszczeń magazynowanych; często odnosić się to może do skał występujących w stropie wyrobisk;
- odpowiedniego zabezpieczenia systemu uszczelnień przed zmianami roboczymi ciśnienia gazu.

Dalej omówiono podstawowe metody i zabiegi uszczelniające znajdujące zastosowanie przy budowie magazynów podziemnych. Mają one na celu niedopuszczenie do przenikania składowanego produktu na zewnątrz.

2. Uszczelnienie wodne według metody szwedzkiej

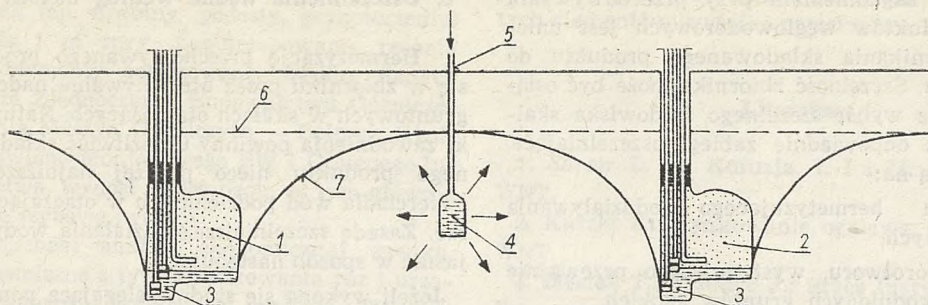
Hermetyzację przechowywanego produktu osiąga się w zbiorniku przez utrzymywanie nadciśnienia wód gruntowych w skałach otaczających. Naturalne warunki zawodnienia powinny umożliwiać składowanie płynnego produktu nieco poniżej najniższego poziomu zwierciadła wód podziemnych w otaczającym górotworze. Zasadę szczelniejszego działania wody można wyjaśnić w sposób następujący:

Jeżeli wykona się studnię sięgającą poniżej swobodnego zwierciadła wody, i jeżeli następnie wodę zacznie się odpompowywać, uzyskuje się odwodniony obszar odpowiadający stożkowi depresji zwierciadła wodnego. Jak długo będzie się odbywało pompowanie (z wydatkiem odpowiadającym wielkości dopływu do strefy odwadnianej), tak długo utrzymywać się będzie quasi-stabilny objętościowo niby zbiornik, do którego wprowadzić można inną, lżejszą od wody i nie mieszającą się z nią ciecz. Większość olejów ziemnych i ciekłych produktów naftowych ma te właściwości. Jeżeli wyimaginowaną studnię zamieni się na wyrobisko podziemne lub przypowierzchniowe w skałach przepuszczalnych i zawodnionych i zabezpieczy je od góry nieprzepuszczalnym stropem, wówczas uzyska się zbiornik szczelny na składowany produkt.

Podczas gdy pęknięcie stalowego zbiornika napowierzchniowego może spowodować rozplływ produktu naftowego i doprowadzić do skażenia wód gruntowych w promieniu wielu kilometrów, to magazynowanie w zbiorniku omawianego typu nie może spowodować tego rodzaju katastrofalnych skutków, gdyż ciśnienie hydrostatyczne wód utrzymuje płynny olej w wyrobisku tak długo, jak długo poziom magazynowanego produktu jest niższy od naturalnego, najniższego zwierciadła okalających wód podziemnych. Produkt pływa na warstwie wodnej, woda zaś przesączająca się w rejon leja depresyjnego jest stale odpompowywana przez specjalną instalację pompową. Naturalnie — im utwory formujące okalający górotwór są bardziej jednorodne i mniej szczelinowate, tym dopływ szczypanych wód będzie mniejszy.

Omówiony typ uszczelnienia został wynaleziony przez szwedzkiego inżyniera *Edholma* i znalazł zastosowanie w ponad 200 czynnych instalacjach podziemnych na terenie Skandynawii, głównie w Szwecji, gdzie pojemność tego typu składowisk ocenia się na $7\div 10\text{ mln m}^3$. Tego samego typu uszczelnienie znalazło szerokie zastosowanie w licznych instalacjach zbiornikowych na terenie USA, Francji, Wielkiej Brytanii i wielu innych krajów.

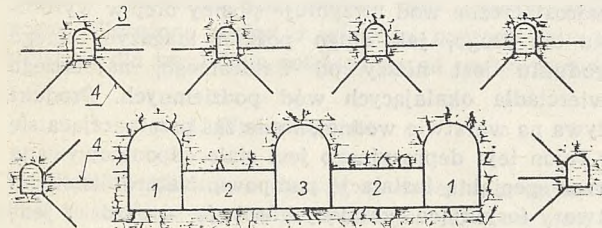
Często zachodzi potrzeba wykorzystania kilku instalacji zbiornikowych dla różnych produktów w tej samej strefie lub warstwie górotworu i to przy wykorzystaniu oddziaływania tego samego horyzontu wodonośnego. Napotyka się wówczas trudności z utrzymaniem naturalnej bariery wodnej między dwoma sąsiednimi zbiornikami lub systemami komór zbiornikowych, przeznaczonych do przechowywania oddzielnych produktów naftowych. Dla uniemożliwienia wzajemnego przenikania odmiennych węglowodorów stosuje się sztucznie wywołaną barierę wodną w postaci wąskiego chodnika wypełnionego wodą pod ciśnieniem, a tłoczoną z powierzchni przez otwory wiertnicze (rys. 1).



Rys. 1. Bariera wodna uniemożliwiająca mieszanie się dwóch odmiennych węglowodorów, składowanych w sąsiednich komorach

1 — zbiornik produktu A, 2 — zbiornik produktu B, 3 — woda podścielająca w komorze magazynowej, 4 — chodnik wypełniony wodą, 5 — wodny otwór tłoczny, 6 — pierwotny poziom zwierciadła wody, 7 — układ zwierciadła wody w wytworzonym układzie depresyjno-represyjnym

W przypadku składowania gazu w komorach wykonanych w niezawodnionym górotworze znajduje zastosowanie sztuczne ekranowanie hydrauliczne. Ekran składa się z kilku chodników wykonanych w skałach nadległych nad komorami oraz z chodników równoległych do wyrobisk magazynowych. W ścianach tych wyrobisk odwiera się szereg otworów poziomych i pochylonych, za pomocą których tworzy się ekran wodny. W trakcie eksploatacji komór gazowych utrzymuje się w chodnikach i otworach wodnych wodę pod założonym ciśnieniem. W ten sposób sztucznie wywołana osłona wodna uniemożliwia przenikanie gazu z pomieszczeń magazynowych. Schemat działania tego rodzaju ekranowania hydraulicznego pokazano na rysunku 2.



Rys. 2. Ekranowanie hydrauliczne zbiornika podziemnego do magazynowania gazu w warunkach niezawodnionego górotworu

1 — komory magazynowe, 2 — chodniki połączeniowe, 3 — chodniki wypełnione wodą, 4 — otwory wiertnicze

3. Zabiegi uszczelniania mechanicznego

Przy planowaniu budowy zbiorników podziemnych pod instalację podziemną wybiera się takie miejsce, aby możliwe było ograniczenie do minimum kosztownych prac uszczelniających. Przy budowie zbiorników podziemnych muszą być spełnione różne wymagania odnośnie do przepuszczalności skał otaczających wyrobiska magazynowe. Zwykle wymaga się, aby skała otaczająca i bezpośrednio nadległa nad komorą zbiornikową miała pewne określone wartości przepuszczalności, co uzależnione jest od rodzaju składowanego produktu oraz typu zbiornika. Oczywiście, inne wymagania odnośnie do szczelności stawiane będą zbiornikom pracującym pod ciśnieniem atmosferycznym, inne natomiast magazynom ciśnieniowym, w których napór hydrauliczny wód gruntowych ma uniemożliwić nie tylko przenikanie płynnego produktu do otaczających skał, ale również

ma skutecznie przeciwdziałać ucieczkom par składowanego produktu na zewnątrz magazynu. Jeszcze inne wymagania będą stawiane zbiornikom „szczelnym”, gdzie ze względu na składowany produkt lub rodzaj otaczających skał kontakt z wodą jest niewskazany. Jedynie w przypadku zagłębionych w grunt przypowierzchniowych zbiorników mroźniowych, przepuszczalność górotworu wydaje się być sprawą drugorzędną, ale i tu geometrię wyrobiska dostosuje się do warunków zawodnienia gruntu. Zwykle dno komory magazynowej umieszcza się w stropie warstwy nieprzepuszczalnej, a zamrożone ściany powinny znajdować się na wysokości strefy stałego zawodnienia. Niemniej i tu optymalne warunki mrożenia są związane z określonymi przedziałami filtracji i uziarnienia gruntów nasyconych wodą.

W Szwecji wielkości dopływów wód gruntowych do zbiorników skalnych dochodzą do 50 m³/dobę. Przeciętną wielkość dopływu do zbiornika o pojemności około 200 tys. m³ S. A. Calminder [3] ocenia na 25 do 30 m³/dobę. Większość środowisk skalnych, w których wykonano komory składowiskowe ma filtrację 10⁻⁸ do 10⁻⁷ m/sek. Dane te dotyczą płytkich magazynów podziemnych ropy naftowej i słabotłotnych produktów naftowych w takich skałach, jak granity, gnejsy lub inne skały typu krystalicznego. W razie składowania płynnych węglowodorów, których pary tworzą z powietrzem mieszaniny wybuchowe, oraz magazynowania gazu pod ciśnieniem hydrostatycznym wód okalających, nieodzowny jest szczelny strop komór składowiskowych. W przypadku komór płytkich i magazynowania np. lotnej benzyny skuteczny może okazać się jedynie zabieg uszczelnienia stropu komory przez cementację szczelin i zatorkowanie stropu. W sytuacjach szczególnych wymagane jest pokrycie wygładzonej powierzchni stropowej specjalnymi powłokami szczelnymi, odpornymi na oddziaływanie wody i węglowodorów.

W wielu przypadkach przy budowie zbiorników podziemnych likwiduje się wodonośne szczeliny. Dokonuje się tego najczęściej za pomocą betonu lub zabiegów cementacyjnych. Całkowite pokrycie ścian komór betonem jest rozwiązaniem zbyt kosztownym i zwykle nie znajduje zastosowania praktycznego. Według danych amerykańskich wykładzina taka zwiększa koszt składowania 1 m³ magazynowanego produktu o ponad 12 dolarów. Rzecz w tym, że sam beton jest przepuszczalny dla wielu produktów naftowych. Dla nadania

mu cech nieprzepuszczalności pokrywa się jego powierzchnię związkami tiokolowo-lateksowymi. Obecnie prowadzone są liczne prace badawcze nad wynalezieniem nowych pokryć szczelnych wydajniejszych i tańszych niż dotychczas stosowane. Używane w budowie zbiorników podziemnych pokrycia szczelne powinny spełniać wiele wymagań. Zalicza się do nich nieprzepuszczalność względem składowanych węglowodorów i wody, odporność chemiczną na węglowodory i agresywne wody. Pokrycia powinny ponadto charakteryzować się dużą przyczepnością do wilgotnych powierzchni betonu lub skały i powinny być nietoksyczne.

W ostatnich latach prowadzone są również intensywne badania nad zastosowaniem gotowych powłok szczelnych, którymi wykłada się ściany komór.

4. Zabiegi cementacyjne

Przy wykonywaniu zbiorników w skałach często napotyka się strefy o znacznej szczelinowości i wysokim dopływie wody. Tego rodzaju „niespodzianki” mają niejednokrotnie miejsce w praktyce i to niezależnie od uprzednio wykonanego, szczegółowego rozpoznania geologicznego. W takich przypadkach stosuje się najczęściej zabiegi cementacyjne. Skuteczność cementacji uzależniona jest zarówno od samej technologii zabiegu, jak i od charakteru uszczelnianych skał. Najlepsze wyniki uzyskuje się przy cementowaniu średnio zwięzłych i zwięzłych zeszczelinowanych skał typu zbitych wapieni, gipsów, granitów itp. Skały o charakterze porowatym i gąbczastym praktycznie nie nadają się do cementacji, a to ze względu na trudności z przenikaniem w nie zawiesin cementacyjnych.

Technologia cementacji stosowana przy uszczelnianiu podziemnych komór magazynowych nie odbiega w zasadzie od zabiegów wykonywanych w nowoczesnych podziemnych pracach inżynierskich. Zwykle celem tych zabiegów jest ograniczanie ich lub likwidacja dopływów wód do zbiornika, ewentualnie uniemożliwienie przenikania składowanych produktów do skał otaczających. Jedynie w ograniczonym zakresie cementacja skał ma na celu wzmocnienie górotworu. Ten ostatni rodzaj prac cementacyjnych można częściowo spotkać przy adaptowaniu opuszczonych kopalń na magazyny podziemne. Przykładem może być zamiana kopalni rud żelaza w May-Sur-Orne we Francji na wielki podziemny zbiornik oleju opałowego o pojemności użytkowej 5 mln m³.

W razie przeznaczenia instalacji podziemnej do składowania gazu ziemnego lub koksowniczego ewentualnie butanu lub propanu w stanie ciekłym szczególną uwagę zwraca się na szczelność zabiegów cementacyjnych. Osiąga się to przez stosowanie odpowiednich dodatków. Środki te mogą być dodawane do cementów przy ich produkcji lub mieszane z zaczynami w trakcie ich sporządzania. Należą do nich np. substancje powierzchniowo czynne. W związku z ich użyciem ogranicza się ilość wody we wtłaczanym roztworze, co w konsekwencji prowadzi do powstawania bardziej zwięzłego materiału uszczelniającego. Również dla zapobieżenia przepuszczalności cementacji stosuje się specjalne dodatki do zaczynów, powodujące wytworzenie się banieczek gazu w wiążącym cemencie. Rolę takich dodatków odgrywają żywice abietynowe, zmydłony pek drzewny, plastymet w połączeniu z odpo-

wiednimi kwasami organicznymi. Powstałe banieczki gazowe czynią uszczelnianą masę porowatą i tworzą skuteczne „blokada” układu kapilar i włoskowatych połączeń, jakie powstają po związaniu cementu czy betonu przy uszczelnianiu szerszych szczelin.

Dla zaktywizowania procesu wzajemnego oddziaływania cementu i wody i zwiększenie się aktywnej powierzchni ziarn cementowych stosuje się roztwory zdyspergowane, sporządzane w mieszalnikach bębnowych, z dodatkiem soli lignosulfonianów i kwasów naftosulfonowych. W przypadku konieczności cementowania wąskich szczelin (poniżej 1 mm) dla opóźnienia procesu wiązania dodaje się ligninę w ilości 0,2 do 1,0% wag.

Do cementacji szczelin w USA wynaleziono rozpuszczalny w wodzie żel polimeru o symbolu PWG. W początkowym okresie tłoczenia żel charakteryzuje się lepkością zbliżoną do wody, a więc ma znaczną zdolność penetracyjną. Polimer ten znalazł zastosowanie przy budowie zbiornika podziemnego na butan w Markus Hook w stanie Pensylwania. Dla wypełnienia szczelin w granitach wtłaczano emulsję polimeru wraz z cementem żywicznym. Mieszanie materiałów miało miejsce bezpośrednio w wyrobiskach górniczych. Cement użyty był do wypełnień szczelin (powyżej 1 mm), zaś żel do ostatecznego odcięcia dopływu wody. Oba materiały były wtłaczane w szczeliny przez otwory długości od 2 do 10 m pod ciśnieniem od 28 do 84 barów. Czas wiązania emulsji i cementu wahał się od 8 minut do jednej godziny. W ciągu 33 dob zatamponowano 95% wszystkich szczelin. W celach tamponażowych wykonano około 600 otworów, do których wtłoczono każdorazowo od 22,5 do 300 litrów roztworu cementacyjnego i emulsji. W pracach tamponażowych zużyto ponad 30 tys. litrów emulsji i 3600 kg spoiwa żywicznego. Niezawodność opisanego tamponażu była sprawdzona uprzednio w pracach nad uszczelnianiem szczelin w skałach otaczających dwa szyby w Painvill w stanie Ohio. Wypływający tam przez trzy strzeliny gaz znajdował się pod ciśnieniem 40 barów. W wyniku zastosowania opisanego emulsji udało się całkowicie zlikwidować wypływy gazu.

5. Pokrycia i wykładziny uszczelniające

Znacznie szersze zastosowanie niż zabiegi cementacyjne lub stosowanie obudowy betonowej mają zabiegi pokrywania wygładzonych powierzchni komór odpowiednimi pokryciami szczelnymi. W wyniku szeroko zakrojonych prac badawczych wynaleziono szereg pokryć szczelnych, które obecnie stosuje się w budownictwie zbiorników podziemnych. Pokrycia te składają się ze związku silikonowo-krzemowego odpowiadającego budową i właściwościami kauczukowi. Silikon pod względem termicznym wytrzymuje oddziaływanie temperatury 200°C i praktycznie nie ulega rozpuszczeniu w środowisku skroplonych gazów. Wyrobiska zbiorników podziemnych oblicowuje się metodą tynkarską cementem i następnie pokrywa silikonem.

Problemami nadania skałom porowatym lub szczelinowatym właściwości nieprzepuszczania za pomocą stosowania specjalnych powłok zajmują się liczne ośrodki badawcze. Inżynier M. J. Tabary [6], członek Francuskiego Stowarzyszenia Techników Przemysłu Naftowego zaproponował nowy typ zbiorników. Inno-

wacją jest tu propozycja lokalizowania magazynów podziemnych powyżej strefy zawodnionej górotworu. Szczelność wyrobiska uzyskuje się dzięki wyłożeniu jego ścian wykładziną z folii. Płaty folii nalepia się na wyrównane betonem ściany w sposób podobny jak tapety i łączy z sobą przez zgrzewanie lub użycie odpowiedniego kleju. Folia plastikowa, poza nieprzepuszczalnością dla wody i węglowodorów, powinna również charakteryzować się odpowiednią wytrzymałością. Jeśli chodzi o trwałość tego rodzaju pokrycia, to na folię nie oddziałują w warunkach podziemnych takie szkodliwe czynniki, jak promienie ultrafioletowe światła słonecznego oraz tlen powietrza. Nie przewiduje się również długotrwałego, szkodliwego, oddziaływania składanych węglowodorów na tworzywo uszczelniające.

Omawiane rozwiązanie zostało wypróbowane na małym zbiorniku doświadczalnym o pojemności 100 m³, wykonanym w opuszczonym tunelu kolejowym. Zbiornik doświadczalny był przeznaczony do składowania propanu. Czteroletnie przechowywanie początkowo propanu, a następnie oleju opałowego wykazało sprawność uszczelnienia i jego odporność na czynniki wewnętrzne i zewnętrzne.

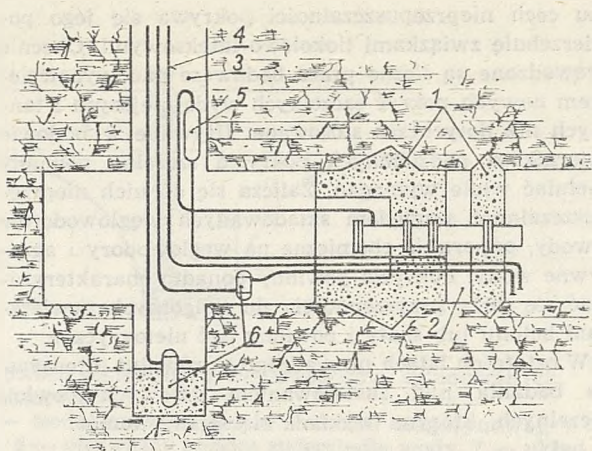
6. Uszczelnianie wyrobisk łączących komory magazynowe z powierzchnią

Duże trudności techniczne stwarza zwykle szczelne odizolowanie komór magazynowych od szybów zamykających zbiornik. Początkowo zakładano możliwość wykorzystania do tego celu betonu, jednak próby wykazały stosunkowo dużą łatwość przenikania przez beton gazów i par składowanych węglowodorów. W związku z tym zastosowano specjalne tamy blokujące. Budowa i wyposażenie tam to jedno z podstawowych zadań przy wykonawstwie zbiorników. Tamy, przez które przechodzą rurociągi technologiczne, wykonywane są z wysokogatunkowego zbrojonego betonu grubości 1,5÷2,5 m. Dla przeciwdziałania przenikaniu gazu przez beton i dla podwyższenia nieprzepuszczalności wykonuje się w tamie dwa korki żelbetowe, oba wrębione i oddzielone od siebie szczeliną szerokości 0,5÷0,9 m. Tę wolną przestrzeń wypełnia się mieszaną spirytusowo-wodną. Warstwa ta zabezpiecza skutecznie przed przenikaniem gazu przez tamę. Mieszaną uszczelniającą utrzymuje się pod ciśnieniem nieco wyższym niż ciśnienie składowanego produktu w zbiorniku. Realizuje się to przez włączenie do systemu specjalnego naczynia wypełnionego ciekłym gazem, którego prężność przekazywana jest mieszance uszczelniającej (rys. 3).

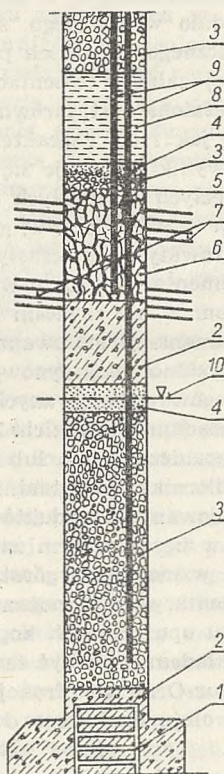
Jeżeli tama betonowa jest zlokalizowana w pobliżu szybu, wówczas wyrobisko prowadzone jest na długości 15÷20 m mniejszym przekrojem.

Dalej przedstawiono, sprawdzone w praktyce, dwa rozwiązania uszczelnienia szybów łączących wyrobiska składowiska podziemnego z powierzchnią terenu. Jedno z rozwiązań dotyczy szybów w kopalni węgla brunatnego Leyden w stanie Kolorado w USA. Kopalnia ta została zamieniona na wielkie składowisko gazu w stanie sprężonym. Drugi przykład odnosi się do systemu uszczelnień szybów w opuszczonej kopalni w NRD, zamienionej również na zbiornik gazu sprężonego.

Dwa szyby (nr 3 i nr 4) kopalni Leyden używane



Rys. 3. Tama oddzielająca szyb od komory magazynowej do składowania skroplonego gazu
1 — przegrody żelbetowe, 2 — wolna przestrzeń wypełniona mieszaną spirytusowo-wodną, 3 — szyb pionowy, 4 — rurociąg do składowanego produktu, 5 — system regulacji ciśnienia w przegrodzie doszczelniającej 2, 6 — pompy do odprowadzania przesączającej się wody



Rys. 4. Uproszczony schemat uszczelnienia szybów w zbiorniku gazu Leyden
1 — istniejąca obudowa szybowa, 2 — beton wylewany w trzech warstwach, 3 — żwir, 4 — piasek, 5 — drobnoziarnowe kruszywo, 6 — gruboziarnowe kruszywo, 7 — strefa występowania nieprzepuszczalnych utworów iłupkowych, 8 — ubity ił, 9 — rury zamulające, 10 — ustabilizowane zwierciadło wód podziemnych

były do momentu likwidacji kopalni i znajdowały się w dobrym stanie technicznym. Dlatego też wymagały jedynie nieznacznych zabiegów przed przystąpieniem do prac uszczelniających. Natomiast dwa pozostałe szyby (nr 1 i nr 2) zostały zasypane odpadami kopalnianymi i gruzem. Oznaczało to konieczność oczyszczenia obu szybów przed przystąpieniem do zabiegów uszczelniających. Dla zbadania zalanych wodą szybów

nr 3 i nr 4 posłużono się podwodną kamerą telewizyjną. Zastosowano opracowany przez firmę Fenix and Scisson sposób uszczelnienia szybów. Na dnie szybu wykonano korek betonowy wysokości około 6 m (rys. 4) i następnie zainstalowano w nim przewód rurowy o średnicy $6\frac{1}{2}$ ", mający swe zakończenie nieco powyżej korka. W dalszej kolejności szyb wypełniono żwirem do wysokości nieco poniżej najniższego stanu wód gruntowych. W przedziale wielkości okresowych wahań zwierciadła wody wypełniano szyb piaskiem. Następnie sporządzono kolejny korek betonowy wysokości również około 6 m i — podobnie jak poprzednio — założono drugi przewód rurowy o średnicy $6\frac{1}{2}$ ". Kolejną strefę szybu, znajdującą się na wysokości zalegania nieprzepuszczalnych iłupków, wypełniono gruboziarnowym kruszywem. Warstwę tę grubości około 15 m pokryto na odcinku 3 m kolejno kruszywem drobnoziarnowym, żwirem i piaskiem. Ponad piaskiem sporządzono 6-metrowy korek z ubitego iłu i do powierzchni wypełniono szyb żwirem.

Pozostawione w podsadzonym szybie przewody rurowe połączono na powierzchni ze zbiornikiem. Instalacja ta służy do stałego wtłaczania pulpy ilowej (o ciężarze $1,67 \div 1,92 \text{ kg/l}$) do stref przepuszczalnych szybów, jak i do chłonnych skał otaczających. Zbiornik pulpy zaopatrzony został w urządzenie pozwalające na utrzymywanie stałego ciśnienia w całym układzie tłocznym — na poziomie wyższym od maksymalnego ciśnienia, pod jakim składowany jest gaz w składowisku podziemnym. Jeżeli straty zawiesiny stają się zbyt wielkie lub gdy wymagane jest dodatkowe ciśnienie, do wtłaczanego płynu można dodawać materiału obciążającego w postaci sproszkowanego barytu.

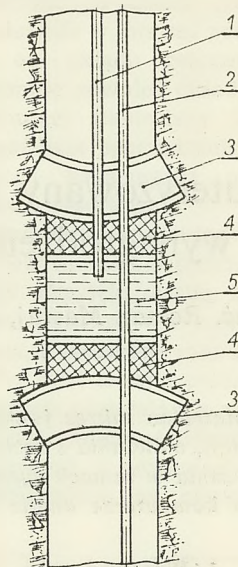
Na rysunku 4 przedstawiono w sposób uproszczony typowe uszczelnienie szybu. Kolejność operacji uszczelniających w poszczególnych szybach odbiegała nieco od opisanego schematu. Wynikało to np. z konieczności uszczelnienia w szybie nr 4 obu poziomów wydobywczych kopalni. W związku z tym drugi korek betonowy został umieszczony na wysokości podszybia górnego poziomu. W ten sposób każdy z dawnych poziomów wydobywczych kopalni mógł być traktowany jako odrębny zbiornik do przechowywania gazu. Takie uszczelnienie skutecznie zapobiegło ucieczkom gazu przez szyby, jak i otaczający je górotwór.

Uszczelnienie szybów adaptowanej na zbiornik gazu kopalni soli w NRD składało się z dwóch niezależnie działających uszczelnień: hydraulicznego i kombinowanego, hydrauliczno-mechanicznego.

Uszczelnienie hydrauliczne szybu oraz strefy brzeżnej górotworu uzyskano przez wykonanie przegrody z płynu znajdującego się pod odpowiednim nadciśnieniem (rys. 5). Ciśnienie cieczy jest przekazywane poprzez wykładziny uszczelniające na sklepienia oporowe tamy. Dla wytworzenia nadciśnienia cieczy zastosowano, podobnie jak w rozwiązaniu amerykańskim, specjalne rury wyprowadzone na powierzchnię i wypełnione płynem. Jako cieczy użyto nasyconej solą płuczki ilowej (z dodatkiem ksylmetylcelulozy) o ciężarze około $1,25 \text{ kg/l}$.

Uszczelnienie kombinowane składało się z cylindra stalowego zamkniętego od góry tarczą z blachy stalowej. Na zewnętrznym obwodzie tej tarczy znajdowała się przestrzeń dylatacyjna uszczelniona od strony górotworu warstwą żywicy epoksydowej. Przestrzeń

pięścieniowa zawarta między ociosem szybu a cylindrem stalowym jest, podobnie jak to ma miejsce w uszczelnieniu hydraulicznym, poddana oddziaływaniu ciśnienia płynu doprowadzonego z powierzchni. Tak więc uszczelnienie kombinowane składa się z dwóch elementów izolujących, które są ze sobą konstrukcyj-



Rys. 5. Schemat uszczelnienia hydraulicznego szybu przed przenikaniem gazu składowanego pod zmiennym ciśnieniem w jednej z kopalń solnych na terenie NRD 1 — przewód ciśnieniowy do płynu doszczelniającego, 2 — przewód do gazu, 3 — sklepienie oporowe, 4 — materiał uszczelniający, 5 — komora wypełniona płynem pod ciśnieniem

nie powiązane. Uszczelnienie mechaniczne w postaci stalowej tarczy zamyka gazoszczelnie cały przekrój szybu łącznie z przejściami rurociągów. Zamknięcie hydrauliczne strefy pięścieniowej wiąże na zasadzie nadciśnienia płynu otaczający górotwór z tamą.

7. Uwagi końcowe

Przedstawienie osiągnięć światowych w zakresie metod uszczelnień zbiorników podziemnych miało na celu postawienie nowych problemów, które powinny stać się przedmiotem zainteresowania środowiska górniczego w naszym kraju. Żywiłowy rozwój budownictwa magazynów podziemnych na świecie nie może ominąć Polski, dlatego też już obecnie należy zasygnalizować konieczność podjęcia przez wyspecjalizowane ośrodki badawcze prac nad rozwiązaniem i adaptowaniem do krajowych warunków geologicznych, wykonawczych i materiałowych optymalnych metod prac górniczo-budowlanych, a w tym i zagadnień związanych z wysokosprawnym uszczelnieniem górotworu.

Literatura

1. Bleakley W. B.: Old coal mine converted to gas storage. The Oil and Gas Journal 1961, nr 18/XIII, s. 88+94.
2. Büttner G., Förster S., Förster W., Sitz P., Laube R.: Die Abdichtung von Schächten grossen Durchmes-

sers als eine Voraussetzung für die Speicherung von Gas in stillgelegten Salzbergwerken. Referat w Dniu Górnika w Akademii Górniczej we Freibergu, 17V1973.

3. Calminder S. A.: Operations risks and maintenance-oil storage underground. Petroleum Review 1970, nr 10, s. 324÷326.

4. Goldman-Zacharow P. M.: Projektowanie i so-

orużenie podziemnych rezerwuarów neftogazochraniliszcz. Kijów 1973, s. 242.

5. Iwancow O. M.: Podziemnoje chranienije sżyżennych uglewodnorodnych gazow. Moskwa 1964, s. 145.

6. Tabary M. I.: Stockage souterrain a etancheite artificielle. Revue de l'Association Francaise des Techniciens du Petrole (AFTK) 1972, nr 212, III/IV, s. 63÷65.

331.2:681.31

Skomputeryzowany system ewidencji, obliczania i rozliczania wynagrodzeń w kopalniach węgla kamiennego

Mgr inż. Roman Mastej, mgr inż. Stanisław Jędrychowski, mgr Andrzej Zieliński

Treść: Przedstawiono zakres funkcjonalny oraz podstawowe rozwiązania systemowe skomputeryzowanego systemu ewidencji, obliczania i rozliczania wynagrodzeń w kopalniach węgla kamiennego. Omówiono integrację przetwarzania w ramach systemu oraz rodzaje otrzymywanych arkuszy wynikowych. Podano sposób sporządzania w komputerze analiz wynagrodzeń.

1. Wprowadzenie

Dalszy wzrost efektywności gospodarowania przemysłu węglowego w znacznej mierze zależy od doskonalenia gospodarki zatrudnieniowo-płacowej. Można to osiągnąć między innymi przez odciążenie odpowiedzialnych służb kopalń od pracochłonnych czynności związanych z ewidencją, obliczaniem i rozliczaniem wynagrodzeń oraz, co jest niewspółmiernie bardziej skuteczne, przez bieżącą kontrolę i analizę zaszczości gospodarczych.

Szczególnego znaczenia nabierają w tym przypadku rzetelne i precyzyjne informacje o kształtowaniu się poszczególnych rodzajów wynagrodzeń w miejscach ich powstawania: w oddziałach, w rejonach, w procesach technologicznych itp. Zagadnienia te można rozwiązać jedynie przy zastosowaniu komputerów, które stwarzają nowe warunki dla modernizacji i ujednolicenia stosowanych metod ewidencji i rozliczeń oraz umożliwiają stworzenie i doskonalenie nowoczesnej bazy informacji dla potrzeb zarządzania.

Prace nad komputeryzacją obliczania wynagrodzeń dla pracowników produkcyjnych kopalń węgla kamiennego — z uwagi na specyfikę problemu — były prowadzone równolegle z pracami nad stworzeniem nowoczesnej bazy informacji z zakresu gospodarki zatrudnieniowo-płacowej, w oparciu o szerokie wykorzystanie techniki komputerowej.

Pierwsza generacja systemu obliczania wynagrodzeń pracowników produkcyjnych PŁAC-1 została opracowana w CBR PW w latach 1968÷1969, natomiast pracowników etatowych PŁAC-2 w latach 1973÷1974 w ośrodku obliczeniowym przy kopalni Generał Zawadzki.

W latach 1973÷1974 w Głównym Instytucie Górnictwa a następnie w 1975 r. w Centralnym Ośrodku Informatyki Górnictwa prowadzono prace nad systemem rozliczania wynagrodzeń IOS-6C i 6D, wykorzystującym informacje z systemu PŁAC-1 dla kopalń, w któ-

rych ten system funkcjonował oraz z tzw. „dolnych wierszy” dowodów zarobkowych wprowadzanych do komputera za pośrednictwem taśm perforowanych na maszynach ADDO-X dla kopalń obliczających zarobki ręcznie.

Systemy PŁAC-1, PŁAC-2 oraz IOS-6C i 6D w czasie eksploatacji były wielokrotnie poprawiane i dostosowywane do aktualnych przepisów obliczania i rozliczania płac, co znacznie obniżyło ich funkcjonalność w kopalniach i w ośrodkach obliczeniowych. Z tego też względu w latach 1975÷1977 podjęto w COIG prace nad drugą generacją tych systemów.

Drugie generacje systemów obliczania wynagrodzeń pracowników produkcyjnych i etatowych oraz rozliczania wynagrodzeń zostały wzajemnie zintegrowane oraz powiązane z systemami składającymi się na model skomputeryzowanego systemowego zarządzania i weszły w skład tego modelu jako podsystemy: I-ERW.1, I-ERW.2 oraz I-ERW.3/IOS-6.

Przedstawione w niniejszym artykule prace nad systemem I-ERW zostały wykonane przez zespół pracowników naukowo-badawczych przy wydatnej pomocy specjalistów z Ministerstwa Górnictwa, ze zjednoczeń oraz z pilotujących kopalń węgla kamiennego.

2. Kompleksowa komputeryzacja ewidencji, obliczania, rozliczania i analizy wynagrodzeń w kopalniach węgla kamiennego

W modelu skomputeryzowanego systemowego zarządzania w przemyśle węglowym, obejmującym całokształt produkcyjnej, inwestycyjnej oraz pomocniczej i usługowej działalności przemysłu węglowego [3], dużą wagę przywiązuje się do systemu ewidencji, obliczania i rozliczania wynagrodzeń, który określa się symbolem I-ERW.

Komputeryzację całokształtu prac ewidencyjnych, obliczeniowych i rozliczeniowych z zakresu gospodarki

zatrudnieniowo-płacowej w kopalniach węgla kamiennego system I-ERW realizuje przez następujące podsystemy:

- podsystem obliczania wynagrodzeń pracowników produkcyjnych w kopalniach węgla kamiennego (I-ERW.1),
- podsystem obliczania wynagrodzeń pracowników etatowych w kopalniach węgla kamiennego (I-ERW.2),
- podsystem rozliczania wynagrodzeń w kopalniach węgla kamiennego (I-ERW.3/IOS-6),
- podsystem międzykopalnianych analiz wynagrodzeń (I-ERW.4/IOS-8F).

Zasadnicze cele systemu I-ERW są następujące [7]:

- utworzenie i udostępnienie zainteresowanym służbom przemysłu węglowego wszechstronnej bazy informacji o wynagrodzeniach dla celów kontroli i pogłębionej analizy struktury płac, a częściowo również analizy struktury zatrudnienia w kopalniach węgla kamiennego;
- zabezpieczenie „wsadu” z zakresu liczby przepracowanych dniówek i kosztów robocizny do systemu komputerizującego ewidencję i kalkulację kosztów własnych w kopalniach węgla kamiennego (I-PRP), do systemu ewidencji i rozliczeń księgowych (I-ERK) oraz do systemu rozliczania i analizy procesów produkcyjnych w kopalniach węgla kamiennego (IOS-1 do 5);
- umożliwienie sporządzania w komputerze wszechstronnych porównawczych analiz pracochłonności, norm, kosztów robocizny itp., w zależności od charakterystyki techniczno-górnictwa przodków górniczych (IOS-8).

Dalsze, chociaż również ważne cele systemu I-ERW to wyeliminowanie ręcznego obliczania zarobków, sporządzanie statystyk zatrudnieniowo-płacowych oraz sporządzanie rozdzielników robocizny i poleceń księgowania.

Osiągnięcie tak szeroko zakrojonych celów stało się możliwe przede wszystkim dzięki opracowaniu i konsekwentnemu wprowadzaniu do praktyki przemysłu węglowego zmodernizowanych zasad kontowania zaszczości. Modernizacja polega na tym, że wszystkie podstawowe zaszczości w systemie I-ERW dekretyje się nie tylko na obowiązujące stanowiska kosztów, ale również na tzw. elementarne rejony rozliczeniowe.

Elementarne rejony rozliczeniowe wydziela się według określonych, obowiązujących we wszystkich kopalniach węgla kamiennego zasad. Podstawową zasadą jest to, aby elementarnym rejonem rozliczeniowym na dole było wyrobisko lub grupa wyrobisk, a na powierzchni — grupa budynków lub innych obiektów, które ze względu na spełnianie w procesie technologicznym określonych funkcji kopalnia decyduje się obserwować jako wewnętrzną jednostkę rozliczeniową. Każdemu wydzielonemu rejonowi rozliczeniowemu nadaje się indywidualne numery zachowywane przez cały okres ich istnienia, przez co stają się one dodatkowym układem rozliczeniowym. Pod tym samym numerem, w ramach systemu rozliczania i analizy procesu produkcyjnego (IOS-1 do 5), rejestruje się charakterystykę techniczno-górnictwa rejonów rozliczeniowych. W ten sposób, niejako automatycznie, powstaje ścisłe powiązanie wszystkich elementów i rodzajów kosztów robocizny z techniką i technologią produkcji [5], [6].

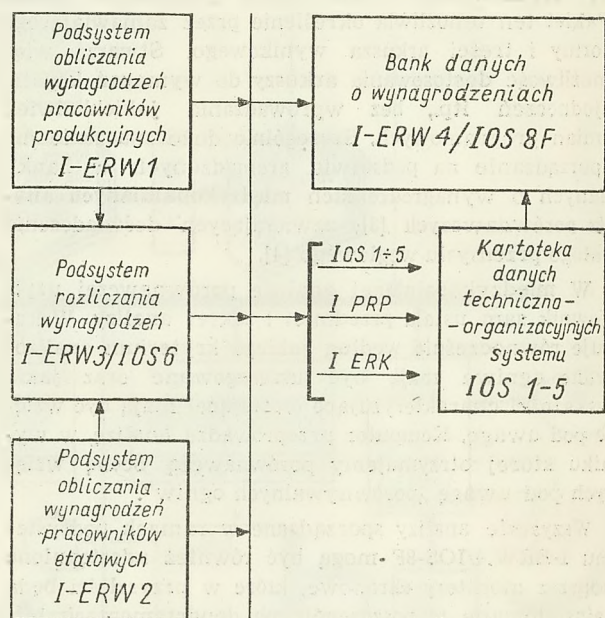
Te zaszczości, których nie dekretyje się bezpośrednio

na rejony rozliczeniowe, np. płace pracowników etatowych, różnego rodzaju dodatki dla pracowników nie związane z miejscem ich pracy itp., w podsystemie I-ERW.3/IOS-6 zostają rozliczone według określonych zasad na rejony. Tak więc rejony rozliczeniowe zostają obciążone pełnymi kosztami robocizny. Rozwiązanie to stwarza nieosiągalne dotychczas możliwości dokonywania wszechstronnych analiz oraz kontroli pracochłonności i obłożenia w miejscu pracy.

Niezależnie od układu rejonowego w systemie I-ERW funkcjonuje również układ rozliczeniowy tradycyjny, obejmujący stanowiska kosztów i zlecenia. Układ ten umożliwia sporządzanie rozdzielników robocizny, poleceń księgowania oraz obowiązującej sprawozdawczości resortowej.

Drugim czynnikiem warunkującym osiągnięcie założonych celów jest integracja przetwarzania w ramach systemu I-ERW. Przyjęto zasadę, że informacje o dowolnej zaszczości powinny być wprowadzane do komputera jeden raz, a wszystkie inne przekroje analityczne powinny być realizowane przez odpowiednie grupowanie informacji pierwotnych w komputerze.

Ideowy schemat systemu ewidencji, obliczania i rozliczania wynagrodzeń w kopalniach węgla kamiennego (I-ERW) przedstawiono na rysunku 1, na którym



Rys. 1. Ideowy schemat systemu ewidencji, obliczania i rozliczania wynagrodzeń (I-ERW)

strzałkami zaznaczono kierunek przepływu informacji. W tym miejscu warto podkreślić, że przetwarzane co miesiąc dane, gromadzone w systemie I-ERW, wykorzystywane są nie tylko do sporządzania obowiązujących i niezbędnych dla kopalń arkuszy wynikowych, na podstawie których dokonuje się wypłat pracownikom kopalń, ale również arkuszy zawierających gotowe rozliczenia kosztów robocizny, polecenia księgowania i statystyki zatrudnieniowo-płacowe. Arkusze te pozwalają eliminować pracochłonne czynności ręczne w kopalniach.

Jednocześnie dane gromadzone w systemie I-ERW wykorzystuje się w dużym stopniu do przeprowadzenia różnego rodzaju analiz. W tym celu co miesiąc dokonuje się selekcji tych danych i uzupełnia się do

danymi charakteryzującymi warunki górniczo-techniczne rejonów rozliczeniowych. W ten sposób powstaje obszerny, co miesiąc aktualizowany, **bank informacji o wynagrodzeniach**. Dla bieżącego korzystania z banku opracowano specjalny odcinek I-ERW.4/IOS-8F, korzystający z pakietu wcześniej opracowanych programów IOS-8.

W banku danych o wynagrodzeniach informacje gromadzi się obecnie w 2 podstawowych układach:

- W układzie technologicznym, w którym dla każdego rejonu rozliczeniowego rejestruje się między innymi takie informacje, jak: wysokość, długość, wybieg przodku, typ obudowy, maszyny urabiającej, stosowany system eksploatacji, ilość urobionego węgla, kamienia, postęp przodku, średnia płaca za przepracowaną dniówkę, norma i jej wykonanie, liczba przepracowanych dniówek według procesów technologicznych, liczba nadgodzin itp.
- W układzie struktury wynagrodzeń, w którym dla każdego pracownika rejestruje się między innymi takie informacje, jak: kategoria zaszerzegowania według taryfikatora, stawka do „Karty Górnika”, dniówki zapłacone, wynagrodzenie zasadnicze, zasiłek chorobowy, wynagrodzenia brutto, netto itp.

Wszystkie dane gromadzone w banku są dostępne dla użytkowników przez pakiet programów IOS-8. Pakiet ten umożliwia określenie przez zamawiającego formy i treści arkusza wynikowego. Stwarza więc możliwość dostosowania arkuszy do wymagań kopalń, zjednoczeń itp., bez wprowadzania jakichkolwiek zmian programowych. Szczególnie duże znaczenie ma sporządzanie na podstawie gromadzonych w banku danych o wynagrodzeniach **międzykopalnianych analiz porównawczych** [3], zawierających doświadczenia całego przemysłu węglowego [4].

W międzykopalnianej analizie porównawczej użytkownik sam ustala przedmiot i zakres analizy. Wskazuje równocześnie według jakiego kryterium analizowane ogniwa mają być uszeregowane oraz jakie wskaźniki charakteryzujące (opisujące) mają być wzięte pod uwagę. Komputer przeprowadza analizę, w wyniku której otrzymujemy porównawczą ocenę wziętych pod uwagę „porównywalnych ogniw”.

Wszystkie analizy sporządzane w ramach podsystemu I-ERW.4/IOS-8F mogą być również udostępnione poprzez monitory ekranowe, które w przyszłości będą zainstalowane w poszczególnych departamentach Ministerstwa Górnictwa oraz centralach zjednoczeń, co znacznie skróci czas oczekiwania na potrzebne w danym momencie informacje lub całe analizy.

3. Skomputeryzowane podsystemy obliczania wynagrodzeń w kopalniach węgla kamiennego

W związku z tym, że zasady obliczania wynagrodzeń dla pracowników produkcyjnych i etatowych w kopalniach węgla kamiennego są różne, opracowano dla nich dwa oddzielne komputerowe podsystemy:

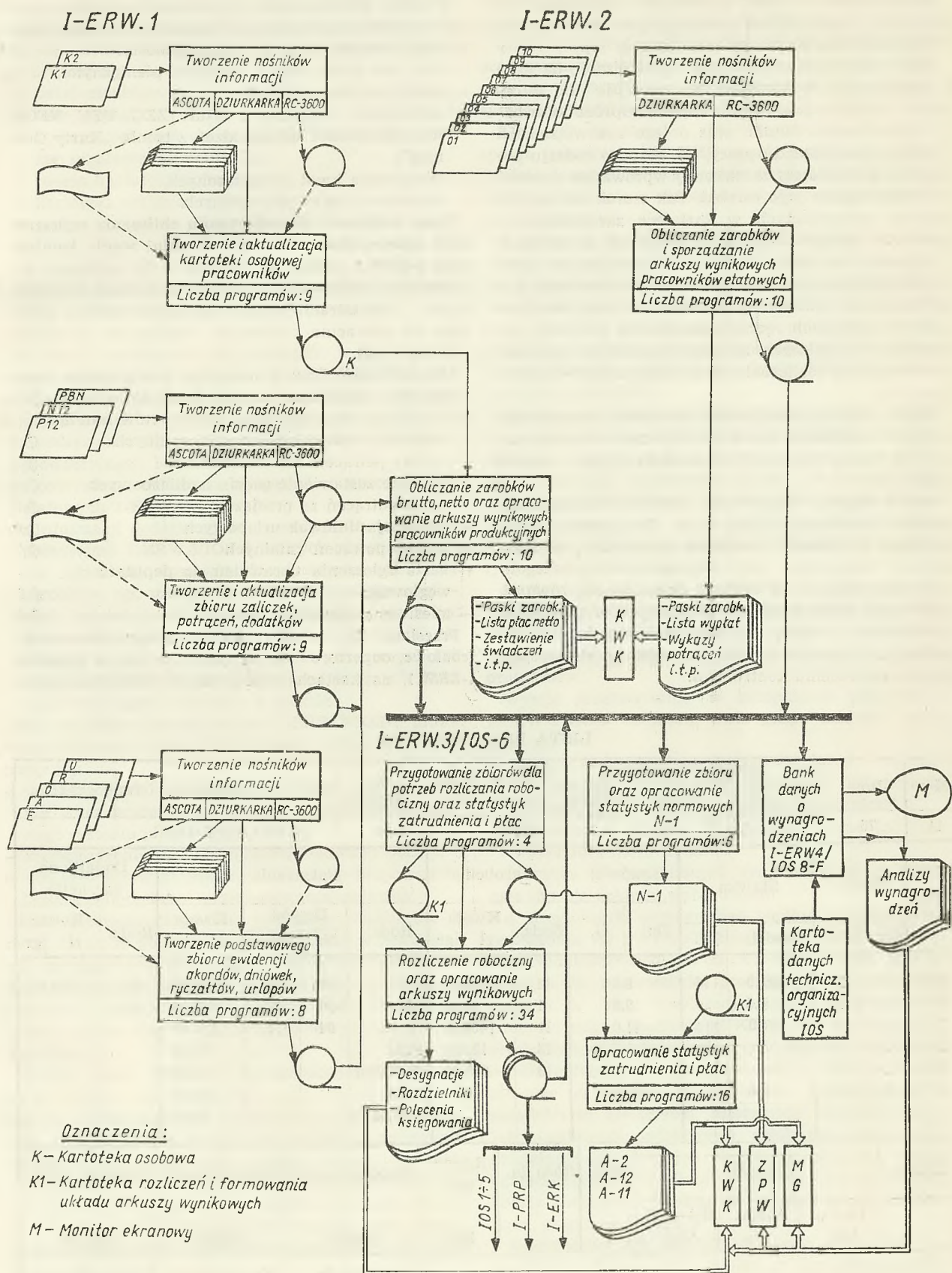
- podsystem obliczania wynagrodzeń pracowników produkcyjnych kopalń węgla kamiennego — I-ERW.1,
- podsystem obliczania wynagrodzeń pracowników etatowych w kopalniach węgla kamiennego — I-EW.2.

W podsystemie obliczania wynagrodzeń pracowników produkcyjnych kopalni węgla kamiennego I-ERW.1, dane wejściowe do systemu podaje się w 10 rodzajach dokumentów źródłowych, z których dwa służą do zakładania i aktualizacji stałego zbioru kartotekowego, a pozostałe do zgłaszania zmiennych składników zarobków i potrąceń. I tak:

- **Dowody danych kartotekowych K1 i K2** służą do zakładania i aktualizacji kartoteki osobowej pracowników. Dokument ten zawiera informacje stałe o pracowniku, a mianowicie: nazwisko i imię, numer dowodu osobistego, staż pracy do „Karty Górnika”, świadczenia pieniężne (ZZG, PZU, NFOZ itd). Dokument K2 umożliwia wprowadzanie do kartoteki pracowniczej informacji dotyczących potrąceń stałych i ratalnych.
- **Lista ewidencji czasu pracy — E** służy do porównania wykazanych w niej dniówek z liczbą dniówek w dowodach zarobkowych oraz do podania wartości węgla deputatowego w naturze i węgla deputatowego w „kwocie”. Ponadto dokument ten zawiera informacje niezbędne do obliczenia dodatku z tytułu „Karty Górnika”, dodatku stabilizacyjnego, dodatku dla sanitariuszy, za rozłąkę, za przepracowanie według harmonogramu całego miesiąca itp.
- **W dowodzie zarobkowym w systemie akordowym — A** ewidencjonuje się wszystkie dniówki przepracowane przy pracach akordowych progresywnych i akordowych prostych bez progresji oraz dane potrzebne do prawidłowego obliczenia zarobku akordowego i rozliczenia zarobków.
- **Dowód zarobkowy w systemie dniówkowym — D** zawiera informacje dotyczące dniówek przepracowanych przez pracowników zatrudnionych poza akordem. Dowód D składa się z identycznych elementów jak dowód A.
- **Dowód zarobkowy ryczałtowy — R** służy do ewidencjonowania wynagrodzeń pracowników płatnych według odrębnych przepisów, którym nie można obliczyć wynagrodzenia w drodze przemnożenia przepracowanych dniówek przez obowiązującą stawkę płac.
- **W dowodzie zarobkowym za czas nieprzepracowany płatny — U** dokumentuje się dniówki nieprzepracowane płatne z tytułu urlopów taryfowych, okolicznościowych, zwolnień itp. oraz podaje się dane stanowiące podstawę obliczenia zarobku.
- **Lista potrąceń wielomiesięcznych — P12** służy do dokumentowania kwot przypadających do potrącenia z tytułu udzielonych pracownikowi zaliczek oraz innych potrąceń występujących okresowo.
- **Lista dodatków wielomiesięcznych — N12** służy do dokumentowania kwot przypadających pracownikowi do zaliczenia z tytułu dodatków do płac występujących okresowo.
- **Listy potrąceń (dodatków) jednorazowych — P.B.N** służą do dokumentowania jednorazowych kwot potrąceń lub dodatków dla pracowników.

Wyszczególnione dokumenty zarobkowe kopalnie przesyłają w ściśle określonych terminach do Ośrodka Obliczeniowego, gdzie tworzy się maszynowe nośniki informacji na kartach perforowanych lub bezpośrednio na taśmie magnetycznej wykorzystując urządzenia typu RC-3600 — REGNECENTRALEN.

Obecnie dla rozszerzenia możliwości stosowania podsystemu I-ERW-1 w ZOI RZPW opracowuje się



Rys. 2. Organizacja przetwarzania danych systemu I-ERW

również wprowadzanie danych z taśm perforowanych tworzonych w kopalniach na urządzeniach typu daro-Ascota.

Przetwarzanie w EMC podsystemu obliczania wynagrodzeń pracowników produkcyjnych dokonuje się w czterech oddzielnych cyklach (rys. 2) [8].

Cykl 1 obejmuje nagrywanie i aktualizację kartoteki zarobkowej. W kartotece tej „zapisuje” się informacje o każdym pracowniku kopalni. Oprócz informacji stałych o pracowniku oraz o jego zobowiązaniach w stosunku do zakładu pracy, np. różnego rodzaju potrącenia, do kartoteki zarobkowej wprowadza się również comiesięczne jego zarobki. Tak szeroki zakres informacji gromadzonych w kartotece zarobkowej — łącznie 21 rodzajów informacji o każdym pracowniku — pozwala nie tylko na obliczenie zarobku, ale również na zabezpieczenie różnorodnych potrzeb służb kopalnianych w zakresie drukowania arkuszy wyników eliminujących ręczne prowadzenie kartoteki zarobkowej w kopalniach, arkuszy wynikowych ujmujących ewidencję rozliczenia Kasy Zapomogowo-Pożyczkowej itp.

Cykl 2 obejmuje nagrywanie, kontrolę i aktualizację potrąceń i dodatków oraz obliczanie zaliczek wypłacanych co miesiąc pracownikom produkcyjnym w kopalniach.

Cykl 3 obejmuje nagrywanie, kontrolę i aktualizację dowodów zarobkowych E, A, D, R i U. Nagrane i skontrolowane dokumenty zarobkowe są podstawą do obliczenia w następnym cyklu wynagrodzeń poszczególnych pracowników. W cyklu 3 dokonuje się również porównania liczby dniówek wykazanych w dowodach zarobkowych z liczbą dniówek wykazanych w liście ewidencji. Wszystkie rozbieżności drukuje się w specjalnym zestawieniu kontrolnym.

W cyklu 4 dokonuje się — na podstawie zbiorów utworzonych w cyklach 1, 2 i 3 — ostatecznego obliczenia zarobku poszczególnych pracowników.

W cyklu tym sporządza się również wszystkie arkusze wyników przekazywane kopalni w celu dokonania wypłaty pracownikom, a w szczególności:

- listę płac netto wraz z „sortami” pieniężnymi,
- paski zarobkowe (rys. 3),
- zestawienie świadczeń z tytułu ZZG, PZU, NFOZ, itp. jak również wynagrodzeń z tytułu „Karty Górnika”,
- zestawienie kwot niepotrąconych,
- zestawienie potrąceń ratałnych.

Dane wejściowe do podsystemu obliczenia wynagrodzeń pracowników etatowych kopalni węgla kamiennego I-ERW.2 podaje się również w 10 rodzajach dokumentów źródłowych, z których dwa służą do zakładania i aktualizacji stałych kartotekowych, a pozostałe do zgłoszenia zmiennych składników zarobków i potrąceń [2].

Do pierwszego typu dokumentów należy karta wprowadzenia i aktualizacji stałych kartotekowych — Φ 1. Natomiast do drugiego typu dokumentów należą:

- zbiorcza karta składek organizacyjnych Φ 2
- wykaz potrąceń lub dodatków Φ 3
- zbiorcze zestawienie godzin nadliczbowych Φ 4
- karta potrąceń za przejazdy Φ 5
- ewidencja dniówek urlopowych Φ 6
- wykaz potrąceń ratałnych Φ 7
- karta zgłoszenia uprawnień do deputatu węglowego Φ 8
- miesięczne zgłoszenie premii Φ 9

Przesłane do ośrodka obliczeniowego dokumenty źródłowe, odperforowuje się, podobnie jak w systemie I-ERW.1, na kartach dziurkowanych bądź też wpro-

LISTA BRUTTO-NETTO

M-c	Rok	Dniówki opuszczone				Numer stały pracownika	%	Nazwisko i imię								
		X	+	+	N.kw.			N.m-c	podatku							
11	76		3		5	2	47282	1 05	KOWALSKI JAN							
Oddz.	Dowód		Stawka		Dniówki		Zarobek			Potrącenia					Dodatki do zar. netto	
	Nr.	Str.	podst.	KG	Dni	G.	Rodz.	Kwota zł gr	Rodz.	Dowód Nr. Str.		Kwota zł gr	Rodz.	Kwota zł gr		
37	1	12	136.0	116	9.0		11	1224.00	73	37	06	1200.00	03	481.00		
37	1	12	5.5		9.0		1	49.50	86	05	03	47.00	02			
37	1	20	128.0	114	11.0		11	1408.00	78	04	14	210.00				
37	1	20			1.0		15	128.00	PZU			60.00				
37	1	20			7.4		16	288.00	K.POSM			5.00				
37	1	20	5.5		11.0		1	60.50	ZZG			31.00				
									NFOZ			15.00				
Talony		Dniówki				Staż	Różn.dn.	Razem dn.	Zarobek brutto	Suma potrąceń		Zarobek netto				
	Norm.	Niedz.	Wg ewid.													
	19.0	1.0	20.0		4		20.0		3158.00		1568.00		2071.00			
Pokwitowanie odbioru:									Brutto do opodat.	Nr przedsiębior.		Netto do wy- płaty				
									3158.00	1317		2071.00				

Rys. 3. Wzór paska zarobkowego dla pracowników produkcyjnych

wadza bezpośrednio na taśmy magnetyczne za pomocą urządzeń RC-3600. Następnie za pomocą specjalnie opracowanych na EMC programów nagrywa się je (w przypadku kart perforowanych), dokonuje kontroli i aktualizacji, a wreszcie przy poprawnym zbiorze oblicza się zarobki brutto i netto oraz drukuje następujące arkusze wyników:

- paski zarobkowe,
- lista wypłat,
- wykazy potrąceń za przejazdy, ziemniaki, czynsze, szkolenia, alimenty itp.,
- roczna kartoteka poborów,
- kartoteka zasiłków rodzinnych,
- wykaz stawek do „Karty Górnika”.

4. Zakres funkcjonalny oraz rozwiązania komputerowe podsystemu rozliczania wynagrodzeń

Wszystkie rozliczenia wynagrodzeń w kopalniach węgla kamiennego w podsystemie I-ERW.3/IOS-6 wykonuje się na podstawie danych uzyskanych z następujących źródeł:

- z podsystemu obliczania wynagrodzeń pracowników produkcyjnych I-ERW.1,
- z podsystemu obliczania wynagrodzeń pracowników etatowych I-ERW.2,
- z informacji dodatkowych gromadzonych w ramach podsystemu I-ERW.3/IOS-6, których nie można lub nie opłaca się wprowadzać z systemów obliczania zarobków, np. premia za gruby sortyment, za eksport, dodatek za udział w akcjach ratowniczych itp. Przez podsystem I-ERW.3/IOS-6 wprowadza się również dane z dowodów zarobkowych z kopalni, w których zarobki pracowników produkcyjnych bądź etatowych nadal obliczane są ręcznie.

Wprowadzane do podsystemu I-ERW.3/IOS-6 informacje dotyczące wynagrodzeń można podzielić na trzy grupy [1]:

- wynagrodzenia wypływające z faktu przepracowania przez pracownika dniówek w ramach określonego systemu płacowego,
- wynagrodzenia za czas nieprzepracowany płatny,
- wynagrodzenia dodatkowe nie będące bezpośrednią konsekwencją faktu przepracowania dniówek.

Dwie pierwsze grupy nie wymagają rozliczenia z uwagi na to, że poziom ich dekretowania w dokumentach zarobkowych obejmujących oddział, rejon, przodek i stanowisko kosztów pokrywa się z poziomami obserwacji występującymi we wszelkich wydawnictwach systemu oraz w zbiorach wsadowych dla innych systemów.

Trzecia grupa obejmuje wynagrodzenia dodatkowe, np. za węgiel, premię za aktywizację itp., które dekretuje się w dokumentach wyłącznie na numer pracownika. Poszczególne rodzaje wynagrodzeń w tej grupie rozlicza się na stanowiska kosztów, rejon i przodek, proporcjonalnie do liczby przepracowanych dniówek lub wielkości wynagrodzeń zasadniczych, bądź też do wartości robocizny bezpośredniej, będącej sumą składników zarobkowych z dowodów akordowych A i dniówkowych D.

Równocześnie z rozliczaniem wynagrodzeń oblicza się dla całej kopalni wielkości narzutów od funduszu płac, takich jak: ubezpieczenie, podatek od wynagrodzeń, fundusz nagród, fundusz mieszkaniowy, fundusz

socjalny itp. oraz ustala się ich wielkości dla stanowisk kosztów, rejonów i przodków. Przy obliczaniu wielkości narzutów bierze się pod uwagę ustaloną dla przedsiębiorstwa procentową wielkość określonego narzutu, o którą powiększa się fundusz płac.

Rozliczenia wynagrodzeń, narzutów na fundusz płac oraz opracowanie treści zestawień wynikowych dokonuje się wykorzystując specjalnie opracowane magnetyczne kartoteki rozliczeń.

Kartoteka ta stanowi zbiór reguł, ujmujących w sposób zrozumiały dla EMC zasady rozliczania wynagrodzeń i narzutów oraz opracowywania arkuszy wynikowych zgodnie z aktualnie istniejącymi przepisami w tym zakresie.

Z uwagi na to, że reguły te często ulegają zmianie, właśnie zadaniem kartoteki jest zabezpieczenie systemu przed deaktualizacją wynikającą ze zmian przepisów w zakresie rozliczeń i sprawozdawczości. Dzięki temu wszelkie zmiany przepisów powodują jedynie zmianę lub wymianę reguł w magnetycznej kartotece, bez konieczności dokonywania pracochłonnych zmian w programach EMC.

Utworzenie jednej wspólnej dla wszystkich kopalni węgla kamiennego kartoteki rozliczeń powoduje ujednolicenie sposobu rozliczania wynagrodzeń oraz struktury obserwacji działalności kopalni i ewidencji księgowej w rozdzielnikach kosztów, poleceniach księgowania wynagrodzeń oraz ujednolicenia przekrojów i zakresów obserwacji działalności kopalni w pozostałych arkuszach wynikowych.

Kartotekę tworzy się i aktualizuje na podstawie specjalnie opracowanych dokumentów źródłowych, które po odperforowaniu nagrywa się na taśmę magnetyczną i kontroluje specjalnie opracowanym zestawem programów.

Wyniki przetwarzania w komputerze podsystemu I-ERW.3/IOS-6 obejmują dwie grupy arkuszy wynikowych:

- arkusze wynikowe dla potrzeb ewidencji i rozliczania kosztów (rozdzielniki, polecenia księgowania wynagrodzeń i inne zestawienia pomocnicze),
- statystyki z zakresu zatrudnienia i płac (A) oraz wykonania norm (N-1).

Pierwsza z wymienionych grup obejmuje następujące rodzaje arkuszy wynikowych:

a. Rozdzielniki wynagrodzeń według rodzajów, które składają się z trzech arkuszy wynikowych o następujących symbolach: KT-10, KT-10a, KT-10b, sporządzanych dla pracowników produkcyjnych i etatowych zarówno w cyklu miesięcznym, jak i narastająco od początku roku. Rozdzielniki KT-10 dla pracowników produkcyjnych i etatowych są arkuszami podstawowymi dla potrzeb rozliczania, ewidencji i analizy funduszu płac na kontach syntetycznych, odpowiadających zasadniczym kierunkom działalności kopalni, takim jak: działalność podstawowa, działalność pomocnicza, działalność inwestycyjna, kapitałowe remonty, koszty ogólnozakładowe, działalność bytowa, koszty zakupu, koszty sprzedaży, działalność socjalna, straty działalności eksploatacyjnej.

Rozdzielniki KT-10a, KT-10b mają charakter pomocniczy i pozwalają na bardziej szczegółową analizę funduszu płac przez wyspecyfikowanie kont analizy czynnych dla tych rodzajów działalności, które w rozdzielniku KT-10 występują zbiorczo na kontach syntetycznych.

b. Rozdzielniki wynagrodzeń według stanowisk kosztów, które składają się z dwóch rodzajów arkuszy wynikowych o symbolach KT-21 dla pracowników produkcyjnych oraz KT-22 dla pracowników etatowych. Obydwa rozdzielniki sporządza się wyłącznie w cyklu miesięcznym. Rozdzielniki KT-21 i KT-22 pozwalają na ewidencję i analizę dniówek, osobowego funduszu płac oraz funduszu płac z narzutami. Podaje się w nich czterocyfrowe numery stanowisk kosztów, z wyprowadzeniem sum na stanowiska 3-cyfrowe dla księgowych.

c. Polecenia księgowania obejmują dwa rodzaje arkuszy wynikowych: jeden dla pracowników produkcyjnych o symbolu PK-1, drugi dla pracowników etatowych o symbolu PK-2. Arkusze te odpowiadają wymogom stawianym drukom o charakterze polecenia księgowania (PK) i ujmują poszczególne grupy księgowania (1, 2, 3) odpowiadające obowiązującym etapom ewidencji księgowej.

d. Rozdzielnik dniówek i kosztów robocizny na zlecenia (IOS-6D2) zawiera specyfikacje dniówek pracowniczych na poszczególnych zleceniach oraz kosztów robocizny bezpośredniej pracowników produkcyjnych i etatowych.

e. Dodatkowo, jako przejściowy materiał pomocniczy, sporządza się tzw. „desygnacje” grupujące dniówki i wynagrodzenia w układzie zgodnym z wymaganiami statystyki „A”. Sporządzanie tych zestawień wynikowych przewidziane jest do momentu wdrożenia oddzielnego odcinka podsystemu I-ERW.5 obejmującego komputeryzację statystyki „A”.

W drugiej grupie arkuszy wynikowych, których sporządzanie przewiduje się w ramach podsystemu I-ERW.5 można wyróżnić:

- a. Statystykę zarobków kopalni zasadniczej (A2), która obejmuje strukturę wypłat z funduszu płac załogi własnej kopalni zasadniczej.
- b. Statystykę zatrudnienia kopalni zasadniczej (A12), która obejmuje cztery odrębne tematycznie zagadnienia, takie jak: zmianowość, nieobecność w pracy, ruch załogi oraz stan ewidencyjny i jego strukturę.
- c. Statystykę zatrudnienia kopalni zasadniczej obejmującą wydajność i chłonność pracy (A11) oraz statystykę norm N-1 obejmującą 6 odrębnych zestawień wraz z charakterystyką techniczną dla różnych rodzajów wyrobisk górniczych.

Niezależnie od wymienionych arkuszy wynikowych realizuje się co miesiąc w oparciu o bank danych o wynagrodzeniu szereg różnych analiz. Oto przykładowe nazwy tych analiz:

- analiza struktury wynagrodzenia,
- analiza średnich płac w przodkach i oddziałach o określonych parametrach technicznych i technologicznych,
- analiza kształtowania się norm pracy w ścianach z obudową zmechanizowaną i indywidualną,
- analiza wynagrodzeń za godziny nadliczbowe itp.

5. Zakończenie i wnioski

Skomputeryzowany system ewidencji, obliczania i rozliczania wynagrodzeń I-ERW obejmuje swoim zasięgiem najbardziej pracochłonne zagadnienia z zakresu gospodarki zatrudnieniowo-płacowej w kopalniach węgla kamiennego,

Zrealizowana jest w nim idea kompleksowej komputeryzacji polegająca na tym, że jednorazowo wprowadzone do komputera dane z dowodów zarobkowych wykorzystuje się do obliczania i rozliczania wynagrodzeń, sporządzania statystyk i analiz zatrudnieniowo-płacowych, a wreszcie — po odpowiednim przetworzeniu — przekazuje się je do innych systemów funkcjonujących w polskim przemyśle węglowym, komputeryzujących kalkulacje i analizy kosztów (I-PRP), ewidencję i rozliczenia księgowe (I-ERK) oraz rozliczanie i analizy procesu produkcyjnego w kopalniach węgla kamiennego (IOS-1 do 5 i 8).

Według stanu na koniec drugiego kwartału 1977 r. w 54 kopalniach funkcjonuje system obliczania wynagrodzeń pracowników produkcyjnych PŁAC-1, w 2 kopalniach jego II generacja I-ERW.1, w 60 kopalniach funkcjonuje system obliczania wynagrodzeń pracowników etatowych PŁAC-2, a we wszystkich kopalniach funkcjonuje system rozliczania wynagrodzeń I-ERW.3/IOS-6 wraz z odcinkiem I-ERW.4/IOS-8F, który zabezpiecza dokonywanie różnorodnych analiz wynagrodzeń w powiązaniu z warunkami techniczno-górnictwami występującymi w kopalniach.

W roku 1977 przewiduje się objęcie systemami I-ERW.1 i I-ERW.2 dalszych kopalń węgla kamiennego. Równocześnie przewiduje się stopniowe upowszechnianie odcinków podsystemu I-ERW.5 komputeryzujących statystyki A12, A2 i N-1.

Dotychczasowe doświadczenia z funkcjonowania w kopalniach węgla kamiennego skomputeryzowanego systemu obliczania i rozliczania wynagrodzeń I-ERW pozwalają na sformułowanie następujących wniosków:

1. Dla celów kontroli i pogłębionej analizy struktury wynagrodzeń i zatrudnienia w kopalniach węgla kamiennego zasadnicze znaczenie mają skomputeryzowane systemy ewidencji, obliczania i rozliczania wynagrodzeń, które umożliwiają utworzenie i udostępnienie zainteresowanym służbom kopalń, zjednoczeń i resortu wszechstronnej bazy informacji o wynagrodzeniach.

2. Skomputeryzowany system ewidencji, obliczania i rozliczania wynagrodzeń, dzięki integracyjnym powiązaniom z innymi systemami opracowanymi w ramach modelu skomputeryzowanego systemowego zarządzania, a w szczególności z systemami IOS i I-PRP, umożliwia pogłębioną kontrolę i analizę zaszczości gospodarczych w miejscach ich powstawania: w oddziałach, w rejonach, w procesach technologicznych itp.

3. System I-ERW przez objęcie swym zasięgiem obliczania wynagrodzeń pracowników produkcyjnych i etatowych, rozliczania wynagrodzeń oraz sporządzania różnorodnych sprawozdań i analiz z zakresu zatrudnienia i płac w znacznym stopniu zmniejsza pracochłonność prac administracyjno-biurowych w kopalniach.

4. Wprowadzenie w ramach systemu I-ERW jednolitego sposobu dokonywania ewidencji, obliczania i rozliczania wynagrodzeń oraz jednolitego sposobu gromadzenia danych źródłowych umożliwiło sporządzanie w komputerze międzykopalnianych analiz porównawczych wynagrodzeń (podsystem I-ERW.4/IOS-8F). Analizy te mogą stać się instrumentem pogłębiającym i przyspieszającym międzykopalnianą wymianę doświadczeń organizacyjno-technicznych.

5. Opracowany i coraz sprawniej funkcjonujący w kopalniach węgla kamiennego skomputeryzowany system ewidencji, obliczania i rozliczania wynagrodzeń

stanowi rozwiązanie, które może okazać się przydatne również w innych branżach resortu górnictwa.

Literatura i materiały uzupełniające

1. Jędrzychowski St., Błasiak W.: Skomputeryzowany bank informacji w zakresie zatrudnienia i płac dla kopalń węgla kamiennego (IOS-6). Wiadomości Górnicze 1975, nr 10.

2. Kowandy B., Piernikarczyk R., Czapkiewicz J., i inni: Projekt techniczny skomputeryzowanego podsystemu obliczania wynagrodzeń pracowników etatowych kopalń węgla kamiennego I-ERW.2. Opracowanie wewnętrzne COIG, 1976.

3. Lisowski A.: Program prac nad skomputeryzowanymi systemami analityczno-rozliczeniowymi i planistycznymi w przemyśle węglowym. Przegląd Górniczy 1972, nr 7÷8.

4. Mastej R., Michnicki Z.: Skomputeryzowane analizy porównawcze. Wiadomości Górnicze 1977, nr 4.

5. Menarski P., Goss L., Klejnot A.: Pogłębiony rozładunek gospodarczy oraz analiza systemów eksploatacji w kopalniach węgla kamiennego. Wiadomości Górnicze 1975, nr 7÷8.

6. Pawełczyk E., Mastej R., Misińska L.: Skomputeryzowane systemy kontroli i analizy kosztów w górnictwie węgla kamiennego. Przegląd Górniczy 1976, nr 10.

7. Pawełczyk E.: Cele i kierunki prac naukowo-badawczych na lata 1976÷1980 w dziedzinie komputeryzacji zarządzania w resorcie górnictwa. Wiadomości Górnicze 1977, nr 5.

8. Zieliński A., Kaczmarczyk J., Gruszka Z. i inni: Projekt techniczny skomputeryzowanego systemu obliczania wynagrodzeń pracowników produkcyjnych k.w.k. — I-ERW.1. Opracowanie wewnętrzne COIG, 1976.

622.002.68

Równania zanieczyszczenia węgla surowego Górnośląskiego Zagłębia Węglowego skałą płonną

Dr inż. Jerzy Józef Winiewski

Treść: Posługując się metodami statystyki matematycznej udowodniono, że zanieczyszczenie węgla surowego grup pokładowych 200÷600 Górnośląskiego Zagłębia Węglowego skałą płonną jest charakterystyczne dla określonej grupy pokładowej i zależy od średniej zawartości popiołu w danym węglu surowym. Dla grubej i drobnej klasy węgla surowego, każdej z wymienionych grup pokładowych wyprowadza się równania regresji, których istotność korelacji i regresji kształtuje się na poziomie prawdopodobieństwa $p=0,99$. Uzyskane równania mogą znaleźć zastosowanie w prognozowaniu jakości (zanieczyszczenia węgla surowego), dając dostateczny dla przerobczej praktyki projektowej stopień dokładności wyrażany odchyleniem Δ dla poziomu prawdopodobieństwa $p=0,99$.

Wprowadzenie

Zanieczyszczenie węgla surowego skałą płonną jest ważnym czynnikiem występującym każdorazowo przy ocenie jakości dowolnego węgla surowego podlegającego wzbogacaniu lub przeznaczonego do wzbogacania.

Czynnik ten potrzebny jest również w każdym opracowaniu projektowym dowolnego zakładu przerobczego [1] do obliczenia jego wydajności w oparciu o zależność (1)

$$W_n = K \cdot Q_b = 0,08 Q_n \cdot \frac{100}{100-Z} \quad \text{t/h} \quad (1)$$

gdzie

K — współczynnik korekcyjny zależny od dwuzmianowego czasu pracy zakładu i nierównomierności jakościowej węgla surowego,

Q_b — przewidywana do wzbogacenia ilość węgla surowego, t/d,

Q_n — zakładana produkcja węgla handlowego, t/d,

Z — zanieczyszczenie węgla surowego, %.

Podany wyżej wzór należy traktować przykładowo, gdyż w zależności od warunków pracy zakładu (praca

trózzmianowa) oraz odmiennego sposobu określania stopnia zanieczyszczenia węgla surowego może przybrać inną postać.

Z kolei zanieczyszczenie Z obliczane bywa zazwyczaj zgodnie z zależnością (2)

$$Z = \frac{\sum_{i=1}^n \gamma_i Z_i}{\sum_{i=1}^n \gamma_i} = \frac{\sum_{i=1}^n \gamma_i Z_i}{100} \quad (2)$$

gdzie

γ_i — wychód określonej klasy ziarnowej węgla surowego, %,

Z_i — zanieczyszczenie skałą płonną tejże klasy ziarnowej, %.

W warunkach krajowych, gdzie modernizacja i rozbudowa czynnych zakładów przerobczych oraz budowa nowych opiera się na rozwiązaniach standardowych GBSiPPW Separator, dominującymi operacjami w zakładach stają się:

— kruszenie Φ 200 mm węgla surowego + 200 mm w całości łącznie ze skałą płonną,

- kalsyfikacja wstępna $\phi 20$ mm węgla surowego $200 \div 0$ mm,
- wzbogacanie węgla surowego w dwóch klasach ziarnowych: grubej $200 \div 20$ mm i drobnej $20 \div 0$ mm [2].

Można zatem, z pewnym oczywiście uproszczeniem przyjąć, że na zanieczyszczenie całkowite Z składają się: zanieczyszczenie klasy grubej o wychodzie $\gamma_i = G$ i zanieczyszczeniu $Z_i = Z_g$ oraz zanieczyszczenie klasy drobnej o wychodzie $\gamma_i = D$ i zanieczyszczeniu $Z_i = Z_d$.

Posługując się podanymi czynnikami można przekształcić wzór (2) w następujący sposób

$$Z = \frac{G \cdot Z_g + D \cdot Z_d}{100} \quad (3)$$

Zanieczyszczenie węgla surowego Z skałą płonną (a w niektórych przypadkach przy stosowaniu podsadzki hydraulicznej również piaskiem podsadzkowym) najłatwiej i najprościej można wyrazić w postaci wychodu frakcji densymetrycznej o ciężarze właściwym

ciwym większym od $1,8 \text{ G/cm}^3$, stanowiącej zawsze w warunkach GZW materiał odpadowy, na ogół o zapopieleniu ponad 70%, co można sformułować w postaci ogólnej

$$Z = \gamma_{+1,8} \% \quad (4)$$

przyjmując w oparciu o zależność (4), że

$$Z_g = G_{+1,8}$$

$$Z_d = D_{+1,8}$$

można wzór (3) przekształcić w jego ostateczną postać

$$Z = \frac{G \cdot G_{+1,8} + D \cdot D_{+1,8}}{100} \% \quad (5)$$

gdzie

$G_{+1,8}$ — wychód frakcji densymetrycznej o ciężarze właściwym $+1,8 \text{ G/cm}^3$ w klasie grubej $20 \div 20$ mm, %,

$D_{+1,8}$ — wychód frakcji densymetrycznej o ciężarze właściwym $+1,8 \text{ G/cm}^3$ w klasie drobnej $20 \div 0$ mm, %.

Tablica 1

PODZIAŁ STRATYGRAFICZNY I LITORACJALNY KARBONU PRODUKTYWNEGO GZW

Stratygrafia								Litologia
Chrono-stratygraficzny podział międzynarodowy wg Kongresu w Heerlen		litostratygraficzny podział lokalny						
		1972, wg Instytutu Geologicznego			1952, wg <i>Doktorowicza-Hrebnickiego i Bochenskiego</i>		1957, wg <i>Stopy</i> (dla serii limnicznej)	
		seria	warstwy	grupa pokładowa	warstwy	grupa pokładowa	warstwy	
Stefan	B	—	arkoza kwaczalska	—	arkoza kwaczalska	—	arkoza kwaczalska	grubozianiste piaskowce arkozowe, zlepienie, wkładki czerwonych ilów
Westfal	D	krakowska seria piaskowcowa	libiąskie	100	libiąskie	100	libiąskie	piaskowce i zlepienie, podrzędnie mułowce i pokłady węgla
	C		łaziskie	200	łaziskie	200	chełmskie łaziskie	
	B	seria mułowcowa	orzeskie	301÷327	orzeskie	300	orzeskie	mułowce i ilowce, podrzędnie piaskowce i pokłady węgla
	A		sensu stricto		sensu lato		sensu stricto	
Namur			załęskie	328÷407			załęskie	
	C	górnosłaska seria piaskowcowa	rudzkie sensu stricto	408÷418	rudzkie sensu lato	400	rudzkie sensu stricto	piaskowce i zlepienie, podrzędnie mułowce i pokłady węgla
	B		siodłowe	500	siodłowe	500	siodłowe	
	A	paraliczna seria brzeżna	porębskie	600	porębskie	600	utwory serii paralicznej	piaskowce, mułowce, i ilowce
			jakłowieckie	700	jakłowieckie	700		
			gruszowskie	800	gruszowskie	800		podrzędnie pokłady węgla
			pietrzkowickie	900	pietrzkowickie	900		

Srednią zawartość popiołu dowolnej klasy ziarnowej węgla surowego można wyliczyć z zależności (6)

$$\alpha = \frac{\sum_{i=1}^n \gamma_{i\delta} \cdot \lambda_{i\delta}}{100} \% \quad (6)$$

gdzie

$\gamma_{i\delta}$ — wychód i -tej frakcji densymetrycznej o średnim ciężarze właściwym δ , %

$\lambda_{i\delta}$ — zawartość popiołu i -tej frakcji densymetrycznej o średnim ciężarze właściwym δ , %

Największego wpływu na wartość α , i odpowiednio g i d , można — w nawiązaniu do zależności (6) — oczekiwać ze strony frakcji $\gamma_{+1,8}$ o najwyższym zapopiehleniu, a więc mającej największą wagę w obliczaniu masy popiołowej $\sum \gamma_{i\delta} \cdot \lambda_{i\delta}$.

Schematyczny podział litostratygraficzny karbonu produktywnego GZW przedstawiono w tablicy 1 [3, 4].

Mielecki i Sarkar stwierdzili w swoich pracach [5, 6], odpowiednio dla GZW i Zagłębia Iharia w Indiach, że średnie zapopiehlenie węgla, A_j pokładów wchodzących w skład określonej jednostki litostratygraficznej zagłębia — grupy pokładowej — jest dla niej charakterystyczne, będąc funkcją jej budowy litofacjalnej, wynikającej z warunków sedymentacyjnych w czasie genezy jednostki, co wyraża zależność

$$A_j = R(LF) \quad (7)$$

Autor dowiódł, między innymi [3], że średnie zapopiehlenie urobku węglowego z danej jednostki litostratygraficznej GZW jest charakterystyczne dla tej jednostki i związane jest funkcyjnie z zapopiehleniem węgla pokładowego

$$\alpha = K(A_j) \quad (8)$$

Oznacza to, że ta zależność oprócz zapopiehlenia pochodzącego z samego węgla pokładowego A_j uwzględnia również wpływ zapopiehlenia wynikającego z zanieczyszczenia skałą płonną charakterystyczną dla budowy litofacjalnej danej grupy pokładowej [3, 7], która to skała dostała się do urobku w trakcie jego urabiania z przerostów płonnych w pokładzie oraz z opadu stropu i przybierki spagu.

Konfrontując zależności (5), (6), (7), (8) oraz opierając się na wyżej sformułowanych wywodach można przypuszczać, że istnieje korelacja między parametrami $(\gamma_{+1,8}, \alpha)$ dla grubej i drobnej klasy węgla surowego z danej grupy pokładowej GZW.

Tezę powyższą można przedstawić generalnie w postaci (9) oraz dla grubej i drobnej klasy odpowiednio w postaci funkcji (10) i (11)

$$\gamma_{+1,8} = f(\alpha) \quad (9)$$

$$G_{+1,8} = f_1(g) \quad (10)$$

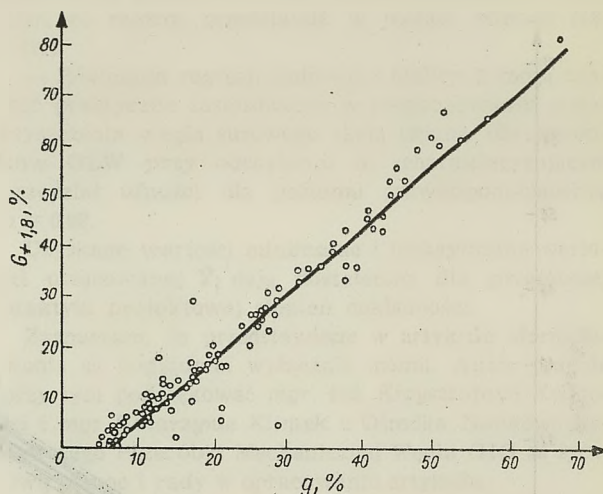
$$D_{+1,8} = f_2(d) \quad (11)$$

Przyjęto oznaczenia we wzorach (9), (10) i (11) identyczne jak we wzorze (5), przy czym

g — średnia zawartość popiołu klasy grubej, %

d — średnia zawartość popiołu klasy drobnej, %

O istnieniu spodziewanej korelacji świadczy rysunek 1, na którym można stwierdzić wyraźnie liniową zależność między wartościami $(\gamma_{+1,8}, \alpha)$ klasy grubej węgla surowego z grupy pokładowej 400.



Rys. 1. Liniowość przebiegu funkcji $(\gamma_{+1,8}, \alpha)$ dla klasy grubej węgla surowego grupy pokładowej 400

2. Weryfikacja tezy roboczej

Zbadano podaną za pośrednictwem równań (10) i (11) tezę roboczą dla węgla surowego z grup pokładowych 200—300—400—500—600 dających ponad 90% aktualnego wydobywania GZW. Posłużono się przy tym programem na emc dla obliczenia równania regresji liniowej wyrażonej w postaci (12) jako prostej najmniejszych kwadratów (8)

$$\hat{Y} = a + bX \quad (12)$$

gdzie

$\hat{Y}$ — oszacowana wartość $\hat{Y} = \gamma_{+1,8}$ dla zaobserwowanych wartości $X = \alpha$,

a — parametr dający oszacowaną wartość $\hat{Y}$ dla $X = \alpha = 0$,

b — współczynnik nachylenia prostej, identyczny ze współczynnikiem regresji.

Istotność korelacji między wartościami (X, Y) zbadano za pomocą współczynnika korelacji r , porównując jego wartość obliczoną z wartością krytyczną r_{kr} wziętą z tablic dla poziomu istotności 1—0,99 i odpowiedniej liczby stopni swobody [8] zgodnie z zależnością [13]

$$r \geq r_{kr} \quad (13)$$

Istotność regresji między wartościami (X, Y) zbadano, posługując się testem F Fishera drogą porównania wartości obliczonej F z wartością krytyczną F_{kr} wziętą z tablic dla poziomu istotności 1—0,99 i odpowiedniej liczby stopni swobody [8], w myśl zależności [14]

$$F \geq F_{kr} \quad (14)$$

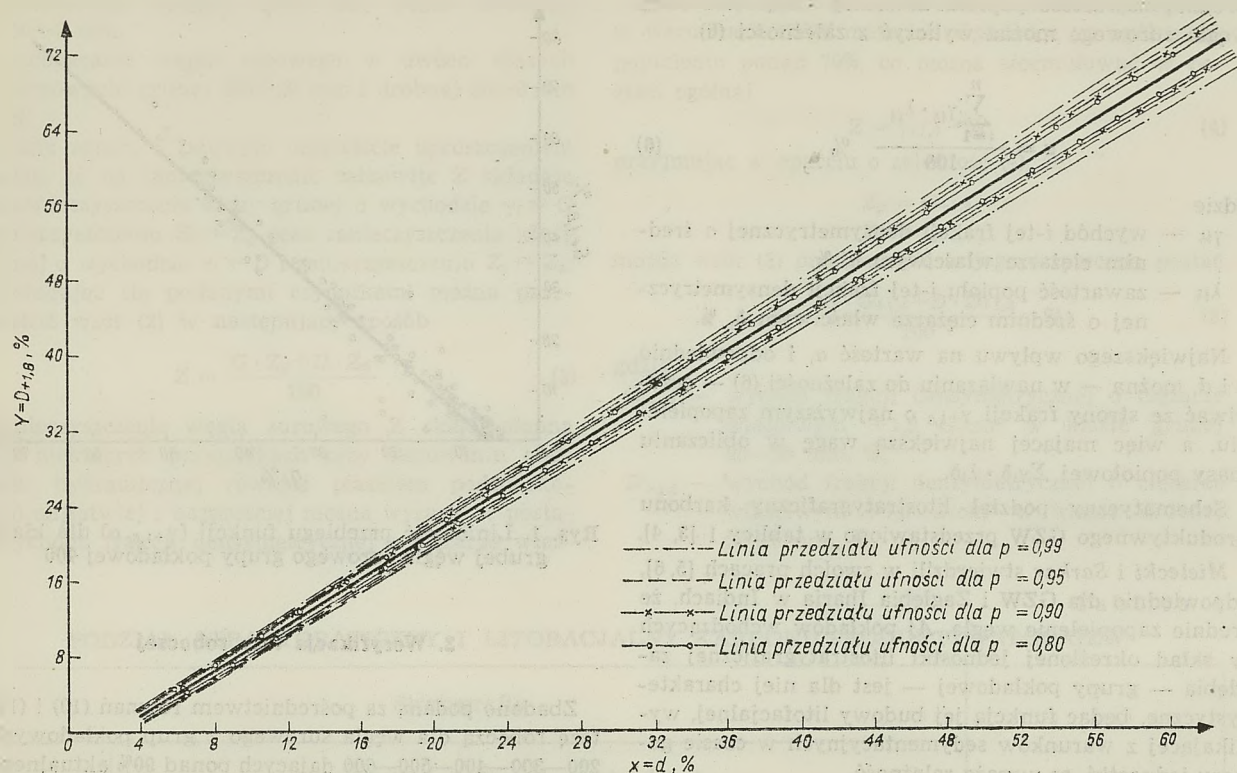
Wartości a , b , r i F obliczono za pomocą ogólnie znanych wzorów [8].

Przedział ufności dla oszacowanej wartości $\hat{Y}$, scharakteryzowany za pomocą modułu odchylenia $|\Delta|$ ustalono na podstawie równania (15)

$$|\Delta| = S(\hat{Y}_i) \cdot t_p \quad (15)$$

gdzie

t_p — zmienna niezależna funkcji Studenta dla poziomów ufności $p = 0,80-0,90-0,95-0,99$,



Rys. 2. Równanie zanieczyszczenia klasy drobnej węgla surowego grupy pokładowej 500 z przedziałami ufności dla poziomów prawdopodobieństwa $p = 0,80-0,90-0,95-0,99$

$S(\hat{Y}_i)$ — odchylenie standardowe oszacowania przeciętnej wartości Y_i zgodnie z wzorem

$$s(\hat{Y}_i) = \sqrt{s^2(\hat{Y}) + s^2(b) \cdot (\bar{X} - \bar{X}_i)} \quad (16)$$

gdzie

$s^2(\hat{Y})$ — wariancja średniej zmiennej zależnej $\hat{Y}$,

$s^2(b)$ — wariancja współczynnika nachylenia prostej b ,

$\bar{X}_i$ — średnia arytmetyczna zmiennej niezależnej X_i .

Wynikające z obliczonego przedziału ufności minimalne i maksymalne wartości oszacowania zmiennej zależnej $\hat{Y}_i$ przedstawiają równania (17) i (18)

$$\hat{Y}_{max} = \hat{Y}_i + \Delta \quad (17)$$

$$\hat{Y}_{min} = \hat{Y}_i - \Delta \quad (18)$$

Uzyskane dla klasy drobnej grupy pokładowej 500 równanie regresji wraz z przedziałami ufności, odpowiadające poziomom ufności $p = 0,80-0,90-0,95-0,99$, przedstawiono na rysunku 2.

Obliczone parametry statystyki r i F wraz z odpowiadającymi im wartościami krytycznym r_{kr} i F_{kr} dla poziomu istotności $1-0,99$ oraz równanie regresji zestawiono w nawiązaniu do zależności (10) i (11) w tabelicy 2.

Z analizy tabelicy 2 wynikają następujące spostrzeżenia:

— We wszystkich przypadkach obliczone wartości współczynnika korelacji liniowej r znacznie przewyższają odpowiednie wartości krytyczne na poziomie ufności $p = 0,99$, przy zachowaniu odpowiedniej liczby stopni swobody.

Tablica 2

RÓWNANIE ZANIECZYSZCZENIA WĘGLA SUROWEGO GRUP POKŁADOWYCH 200+600 GZW
SKALĄ PŁONNĄ

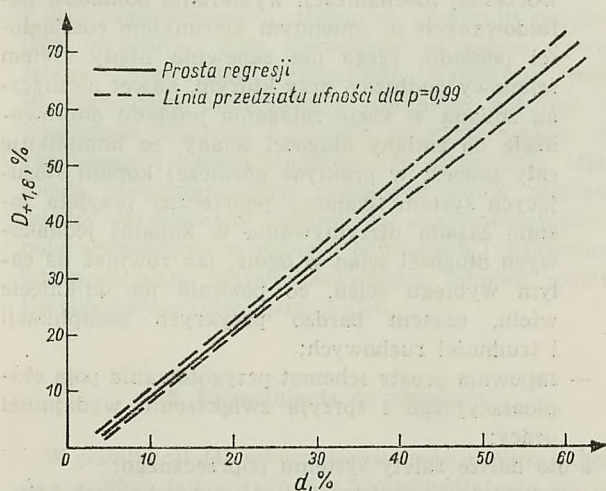
Grupa pokładowa	Klasa ziarnowa	r	r_{kr} dla $p = 1-0,99$	F	F_{kr} dla $p = 1-0,99$	Równanie regresji
200	gruba	0,86	0,40	51,78	7,27	$G_{+1,8} = 1,11 g - 8,83$
	drobna	0,97	0,68	129,82	9,07	$D_{+1,8} = 1,52 d - 14,36$
300	gruba	0,95	0,36	161,43	7,18	$G_{+1,8} = 1,23 g - 10,88$
	drobna	0,83	0,62	27,02	8,53	$D_{+1,8} = 1,05 d - 4,78$
400	gruba	0,97	0,26	452,79	6,90	$G_{+1,8} = 1,25 g - 7,07$
	drobna	0,95	0,33	199,03	7,06	$D_{+1,8} = 1,18 d - 4,10$
500	gruba	0,95	0,27	213,84	6,91	$G_{+1,8} = 1,07 g - 3,67$
	drobna	0,98	0,31	470,60	7,02	$D_{+1,8} = 1,20 d - 2,99$
600	gruba	0,98	0,36	538,02	7,18	$G_{+1,8} = 1,26 g - 8,39$
	drobna	0,94	0,40	138,14	7,29	$D_{+1,8} = 1,22 d - 6,06$

Potwierdza to bardzo wysoki stopień korelacji występujący między parametrami $(\gamma_{+1,8}, \alpha)$, co stanowi o wysokiej mierze przewidywalności zmiennej zależnej $\gamma_{+1,8}$ ze zmiennej niezależnej α .

- We wszystkich przypadkach obliczone wartości statystyki F wielokrotnie przekraczają wartości F_{kr} na poziomie ufności 0,99.

Świadczy to o pełnej istotności związku zachodzącego między parametrami $(\gamma_{+1,8}, \alpha)$.

Mając na uwadze, że zarówno korelacja jak i regresja parametrów $(\gamma_{+1,8}, \alpha)$ są istotne na poziomie ufności $p = 0,99$, do celów praktycznych zastosowano przedział ufności odpowiadający wyżej wymienionemu poziomowi prawdopodobieństwa, co przykładowo dla klasy drobnej grupy pokładowej 500 przedstawia rysunek 3.



Rys. 3. Równanie zanieczyszczenia klasy drobnej węgla surowego grupy pokładowej 500 z przedziałem ufności dla poziomu prawdopodobieństwa $p = 0,99$

3. Podsumowanie

Opierając się na poziomie istotności korelacji i regresji parametrów $(\gamma_{+1,8}, \alpha)$ równym $p = 0,99$ tezę wyrażoną wzorem (10) i (11) można uważać za udowodnioną w następującym brzmieniu:

„Wielkość zanieczyszczenia, wyrażona wychodem frakcji densymetrycznej o ciężarze właściwym $+1,8 \text{ g/cm}^3$ grubej i drobnej klasy węgla surowego grup pokładowych 200–600 GZW jest charakterystyczna dla tychże

grup i jest funkcją średniej zawartości popiołu tychże klas, co można przedstawić w postaci równań (10) i (11).

— Równania regresji liniowej z tablicy 2 mogą znaleźć praktyczne zastosowanie w prognozowaniu zanieczyszczenia węgla surowego skałą płonną dla warunków GZW przy odchyleniu Δ , charakteryzującym przedział ufności dla poziomu prawdopodobieństwa $p = 0,99$.

Uzyskane wartości minimalne i maksymalne wartości oszacowanej $\bar{Y}_i$ dają dostateczny dla przeróbczej praktyki projektowej stopień dokładności.

Zaznaczam, że przedstawione w artykule sformułowania są poglądami wyłącznie moimi. Autor pragnie przy tym podziękować mgr. inż. Krzysztofowi Kolnowi i mgr. Katarzynie Klimek z Ośrodka Naukowo-Badawczego Przeróbki Mechanicznej Węgla GIG za życzliwą pomoc i rady w opracowaniu artykułu.

Literatura

1. Winiewski J.: Nomograficzne wyznaczanie wydajności zakładu wzbogacania węgla i jego sekcji. Projekty i Problemy 1966, nr 11–12.
2. Winiewski J.: Vademecum technologiczne, Katowice 1977, GBSiPPW „Separator”.
3. Winiewski J.: Równania wzbogacalności urobku węglowego z niektórych jednostek litostratygraficznych Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Przegląd Górniczy 1976, nr 6.
4. Kotas A.: Ważniejsze cechy budowy geologicznej Górnośląskiego Zagłębia Węglowego na tle pozycji tektonicznej i budowy głębokiego podłoża utworów produktywnych. Problemy geodynamiki i tąpnięć. Tom I. Kraków 1972, Komitet Górnictwa PAN.
5. Mielecki I.: Popioły węgla okręgu gliwickiego. Średni skład popiołów jako cecha charakterystyczna grupy pokładów. Katowice 1957, Prace Głównego Instytutu Górnictwa. Komunikat nr 203.
6. Sarkar G.G.: A World Pattern of the Optimum Ash Levels in Cleans from the Washability Data of Typical Coal Seams. Central Fuel Research Institute. Dhanbad, India 1974.
7. Kuhl J.: Petrograficzna klasyfikacja skał towarzyszących pokładom węgla. Katowice 1955, Prace Głównego Instytutu Górnictwa. Komunikat nr 171.
8. Volk W.: Statystyka stosowana dla inżynierów. Warszawa 1973, Wydawnictwa Naukowo-Techniczne.

Podstawowe dane o układach dowierzchni ścianowych w systemie ścianowym poprzecznym z zawalem

Inż. Aleksander Aleksy Piaskowiecki

Treść: Przedstawiono i przeanalizowano kilka nowych układów dowierzchni ścianowych w systemie ścianowym poprzecznym z zawalem. Uzupełniono treść artykułu pt. „Układy dowierzchni taśmowych w systemie ścianowym poprzecznym”. Przegląd Górniczy 1963, nr 7—8. Wprowadzono niektóre nowe zależności między elementami systemu ścianowego poprzecznego z zawalem w nowych układach dowierzchni ścianowych a ułatwiające wybór bardziej efektywnej odmiany systemu wybierania. Podano zalety systemu ścianowego poprzecznego.

1. Wprowadzenie

System ścianowy poprzeczny z zawalem wybierania pokładów na całą grubość jest w niektórych przypadkach systemem efektywnym i perspektywnym. Jest on stosowany w górnictwie węglowym prawie całego świata w odpowiednich warunkach górniczo-geologicznych przy najnowszej mechanizacji. Stosowanie tego systemu staje się coraz bardziej powszechne, ponieważ w takich samych warunkach górniczo-geologicznych, system poprzeczny z zawalem jest znacznie efektywniejszy niż system ścianowy podłużny z zawalem. Do zalet systemu poprzecznego należą między innymi:

- możliwość, w niektórych odmianach, szybkiego rozwinięcia frontu ścianowego (węglowego), a tym samym znacznego przyspieszenia projektowanego wydobycia z pokładu, poziomu i kopalni, co wpływa na znaczne skrócenie cyklu budowy nowej kopalni lub nowego poziomu,
- większa efektywność w pokładach połałdowanych o znacznym dopływie wody, o dowolnej metanowości i w pokładach skłonnych do nagłych wyrzutów skał, węgla i gazu oraz do samozapalania się.

Ponadto system ten:

- sprzyja zwiększeniu wydobycia w polu eksploatacyjnym ze względu na łatwość skoncentrowania w jednym chodniku podstawowym wydobycia z kilku równocześnie wybieranych ścian przy maksymalnych możliwościach wentylacyjnych, zastosowaniu wieloczołowych chodników piętro-owych i ich odpowiednich przekrojów poprzecznych;
- umożliwia, w niektórych odmianach, łączenie dwóch sąsiednich ścian w parę na jedną dowierzchnię taśmową, a tym samym stosowanie bardziej efektywnych ścian podwójnych i sprzężonych;
- sprzyja zwiększeniu pochylej długości piętra (wybiegu ścian) oraz umożliwia stosowanie racjonalnego sposobu udostępnienia złoża przecnicami poziomowymi, jak również zakładanie poziomów bez podziału na piętra;
- sprzyja wydłużeniu ścian, a wraz z tym — intensyfikacji wydobycia;
- umożliwia szybkie przestawienie wybierania ścian z kierunku do pola na kierunek od pola;
- zapewnia stałą długość ścian na całym ich wybiegu, co jest bardzo ważne przy stosowaniu no-

woczesnej mechanizacji wybierania pokładów połałdowanych ze zmiennym kierunkiem rozciągłości pokładu, czego nie zapewnia nigdy system ścianowy podłużny, przy którym, nawet nieznaczna zmiana w kącie zalegania pokładu doprowadza do zmiany długości ścian, co komplikuje cały proces; w praktyce górniczej kopalń stosujących system ścianowy poprzeczny przyjęta została zasada utrzymywania w kopalni jednakowych długości ścian w ogóle, jak również na całym wybiegu ścian, co pozwala na uniknięcie wielu, czasem bardzo przykrych komplikacji i trudności ruchowych;

- zapewnia prosty schemat przygotowania pola eksploatacyjnego i sprzyja zwiększeniu wydajności pracy;

a oto dalsze zalety systemu poprzecznego:

- schematy przewietrzania pól wybierkowych i eksploatacyjnych mają w zasadzie większy współczynnik bezpieczeństwa wentylacyjnego;
- odmiany tego systemu mają większą stabilność prądów wentylacyjnych oraz mniejsze ucieczki powietrza w granicach pól eksploatacyjnych;
- umożliwia zwiększenie wymiarów pól eksploatacyjnych, a tym samym uzyskanie lepszych wyników produkcyjnych.

Najbardziej efektywne są odmiany tego systemu z kierunkiem wybierania ścian od pola i od granic.

Przejście z systemu ścianowego podłużnego na poprzeczny:

- usprawnia w znacznym stopniu transport dołowy, a między innymi zmniejsza liczbę ciągów taśmowych, poprawia stan chodników wybierkowych, umożliwia stosowanie najlepszych konstrukcji taśmociągów i ułatwia ich eksploatację,
- nie powoduje pogorszenia się warunków i zwiększenia kosztów utrzymania wyrobisk chodnikowych.

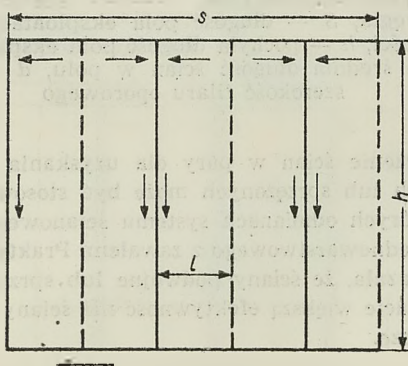
Do podstawowych elementów systemu poprzecznego należą chodniki piętrowe i rozdzielcze (w odmianach z podziałem piętra) oraz dowierzchnie ścianowe (chodniki wybierkowe). Chodniki piętrowe i dowierzchnie ścianowe są ważnymi elementami rozcinki pól eksploatacyjnych na pola wybierkowe i mają duży wpływ na efekty techniczne i ekonomiczne pracy kopalni. Dowierzchnie ścianowe stanowią około 70÷80% liczby wyrobisk chodnikowych. W tej sytuacji wskazane jest dokładniejsze przeanalizowanie zagadnienia dowierzchni ścianowych i wykazanie wzajemnych powiązań

wszystkich elementów systemu biorących udział w robotach rozcinkowych pokładu.

Charakterystyczne rozlokowanie dowiezchni ściannowych w polu eksploatacyjnym w różnych odmianach systemu ściannowego poprzecznego z zawalem posłużyło do wytypowania kilku nowych układów dowiezchni ściannowych oraz do uzupełnienia układu pierwszego, omówionego w pracy [4], nowymi wariantami układu. Wyjaśniono przy tym, że w różnych odmianach systemu ściannowego poprzecznego z zawalem, zależnie od odmiennych warunków naturalnych, stosowano dowiezchnie ściannowe o różnej liczbie członów (nitek): pojedyncze, podwójne [1, 5, 7, 8], a nawet potrójne [6]. Podwójne i potrójne dowiezchnie stosowano w gorszych warunkach naturalnych, gdyż utrzymanie jednego wyrobiska, odpowiadającego wymaganiom ruchowym, przy niedoskonałych jeszcze sposobach obudowy i przy nieodpowiednio dobranym przekroju poprzecznym wyrobiska, było niemożliwe na całym wybiegu ściany i naruszało rytmiczność wydobywania węgla. W niniejszym opracowaniu pominięto potrójne dowiezchnie ściannowe z powodu niewystarczająco uzasadnionego i bardzo rzadkiego ich stosowania. Ujawnienie niewystarczająco poznanych dotąd zależności między parametrami rozcinki pól eksploatacyjnych na pola wybierkowe w różnych odmianach i wzajemnego ich powiązania ułatwi porównanie odmian systemu i wybór najkorzystniejszej z nich.

2. Uzupełnienia do układu 1

W publikacji [4] scharakteryzowano krótko układ 1 dowiezchni ściannowych bez wyszczególnienia wariantów. Późniejsze badania ujawniły kilka wariantów układu 1; między innymi okazało się, że układ 1 jest tylko wariantem 1 (pierwszym) tego układu. Uzupełniając część opisową należy dodać, że w wariantach 1 układu 1 dowiezchnią pierwszą będzie zawsze dowiezchnia taśmowa, a dowiezchnią ostatnią w polu będzie zawsze dowiezchnia materiałowo-wentylacyjna. Dowiezchnie te służą tylko na czas wybierania odnośnych ścian, tj. jednokrotnie. Natomiast wszystkie pozostałe dowiezchnie, od dowiezchni drugiej do



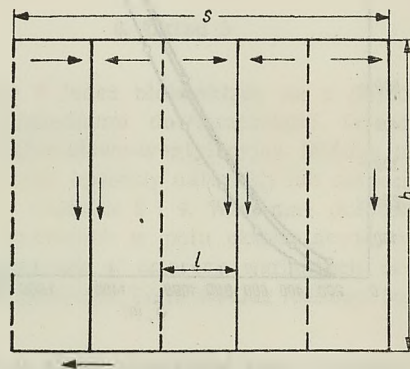
Rys. 1. Schemat wariantu 2 układu 1 dowiezchni ściannowych systemu ściannowego poprzecznego z zawalem

— dowiezchnia taśmowa, — — — — — dowiezchnia materiałowo-wentylacyjna, —————> kierunek transportu węgla, S — długość pola eksploatacyjnego po rozciągłości, h — pochyła długość pola eksploatacyjnego, l — średnia długość ścian w polu

przedostatniej, służą dwukrotnie: raz jako dowiezchnie materiałowo-wentylacyjne, drugi raz jako dowiezchnie taśmowe.

W wariantach 2 układu 1 (rys. 1) typowe jest to, że dowiezchnie nieparzyste w polu eksploatacyjnym zawsze będą dowiezchniami taśmowymi, a dowiezchnie parzyste — dowiezchniami materiałowo-wentylacyjnymi. W tym wariantach, podobnie jak w wariantach 1, dowiezchnie pierwsza i ostatnia będą służyć tylko raz, a dowiezchnie pozostałe po dwa razy.

W wariantach 3 (rys. 2), w odróżnieniu od wariantu 2, dowiezchnie nieparzyste będą zawsze dowiezchniami materiałowo-wentylacyjnymi, a dowiezchnie parzyste — dowiezchniami taśmowymi. W wariantach 3, podobnie jak w wariantach 2, dowiezchnie pierwsza i ostatnia służą tylko jeden raz, natomiast pozostałe po dwa razy.



Rys. 2. Schemat wariantu 3 układu 1 dowiezchni ściannowych systemu ściannowego poprzecznego z zawalem

— dowiezchnia taśmowa, — — — — — dowiezchnia materiałowo-wentylacyjna, —————> kierunek transportu węgla, S — długość pola eksploatacyjnego po rozciągłości, h — pochyła długość pola eksploatacyjnego, l — średnia długość ścian w polu

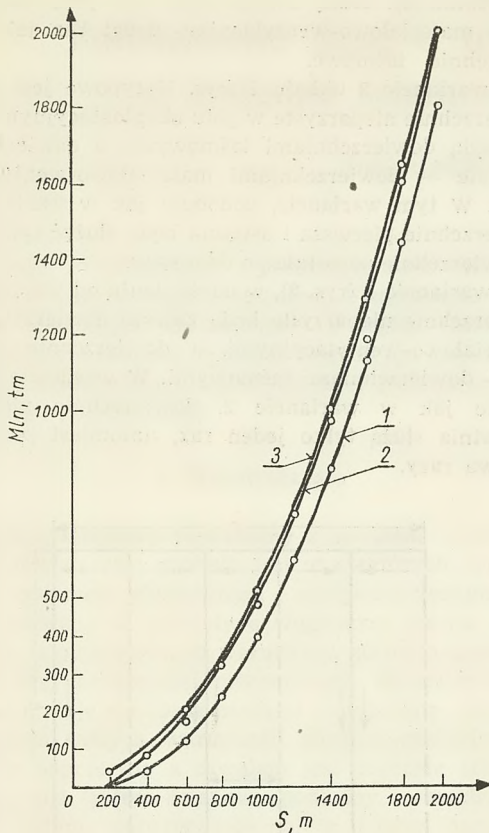
Wariant 4 polega na stosowaniu w wymienionych wariantach (1, 2 lub 3) w środkowej części ściany dodatkowej dowiezchni ściannowej (trzeciej w ścianie), która może służyć do doprowadzenia do czoła ściany świeżego powietrza w celu rozrzedzenia metanu zawartego w powietrzu przepływającym przez ścianę lub jako dodatkowa droga ucieczkowa ze ściany.

Układ 1 stosowano w odmianach systemu ściannowego poprzecznego z zawalem z kierunkiem wybierania ścian do pola ze wzniosem, do pola z upadem, od pola ze wzniosem i od pola z upadem. W przypadkach nieodpowiedniego dobrania obudowy i przekroju poprzecznego dowiezchni ściannowych do warunków naturalnych pokładu utrzymywanie tych dowiezchni przy wybieraniu ścian do pola było bardzo utrudnione.

Jak podano w publikacji [4], liczbę ścian, która może się zmieścić w polu eksploatacyjnym długości S, średniej projektowanej długości ścian w polu l_0 oraz średniej szerokości dowiezchni ściannowych w wyłomie b oblicza się z wzoru

$$n'_s = \frac{S-b}{b+l_0} \quad (1)$$

W publikacji [4] nie zaznaczono, że w wyniku wyliczenia liczby ścian z wzoru (1) może okazać się, że liczba ścian nie jest całkowita, lecz mieszana. W takim przypadku należy wynik zaokrąglić do liczby całkowitej.



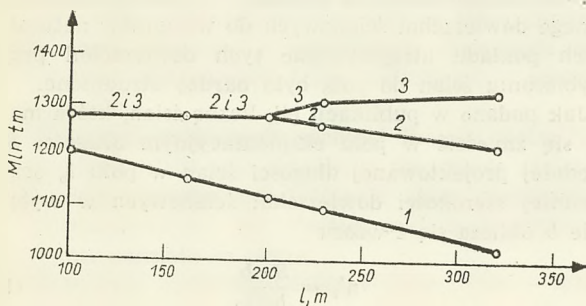
Rys. 3. Zależność pracy transportu węgla w chodniku podstawowym od wariantu układu 1 powierzchni ścianowych systemu ścianowego poprzecznego z zawalem i od długości pola eksploatacyjnego po rozciągłości

1, 2 i 3 — warianty układu 1 powierzchni ścianowych

tej n'_s , a następnie skorygować pierwotnie przyjętą projektowaną średnią długość ścian do długości odpowiadającej całkowitej liczbie ścian, korzystając z wzoru

$$l = \frac{S - b(n'_s + 1)}{n_s} \quad (2)$$

Przy jednakowych wartościach parametrów S , h i l w wariantach 1, 2 i 3 układu 1 długości wyrobisk chodnikowych będą równe. Długość wyrobisk chodnikowych w wariantach 1, 2 i 3 będzie większa niż w innych wariantach, ponieważ większa będzie długość powierzchni ścianowych, która w wariantach 1, 2 i 3 wyniesie



Rys. 4. Zależność pracy transportu węgla w chodniku podstawowym od wariantu układu 1 powierzchni ścianowych systemu ścianowego poprzecznego z zawalem i od długości ścian

1, 2 i 3 — warianty układu 1 powierzchni ścianowych

$$n_{ds} = \frac{2 \cdot S + l - b}{b + l} \quad (3)$$

Jeśli chodzi o transport węgla w różnych wariantach układu 1, to będzie on różny tylko w chodniku piętrowym. Różnicę tę przedstawiono na rysunkach 3 i 4.

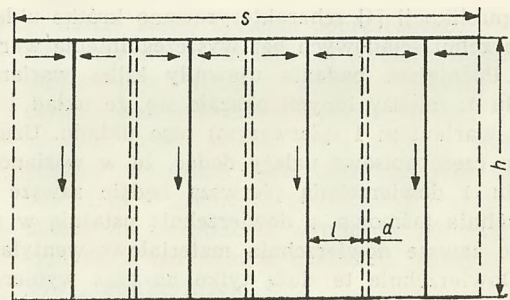
3. Układ 2

W uzupełnieniu do publikacji [4] należy zaznaczyć że:

a. Pole eksploatacyjne dla układu 2 jest podobne do pola dla wariantu 3 układu 1 (p. rys. 2), z tym że w wariantach 3 układu 1 ściany wybiera się jako pojedyncze, a w układzie 2 jako podwójne lub sprzężone; inaczej mówiąc w układzie 2 wybierana jest równocześnie para ścian, stanowiąca blok ścianowy.

b. Ścianami podwójnymi lub sprzężonymi przyjęto nazywać dwie obok siebie leżące ściany ze wspólną powierzchnią taśmową. W ścianach podwójnych procesy produkcyjne prowadzi się równocześnie i niezależnie. Natomiast w ścianach sprzężonych, również mających wspólną powierzchnią taśmową, procesy produkcyjne prowadzi się kolejno.

c. W układzie 2 każda powierzchnia taśmowa służy tylko jeden raz dla wybrania swego bloku, natomiast w wariantach 3 układu 1 powierzchnia taśmowa służy dwa razy — najpierw dla ściany leżącej z jednej strony powierzchni, a następnie dla ściany leżącej z drugiej strony powierzchni.



Rys. 5. Schemat układu 3 powierzchni ścianowych systemu ścianowego poprzecznego z zawalem

— — — — — powierzchnia taśmowa, — — — — — powierzchnia materiałowo-wentylacyjna, — — — — — kierunek transportu węgla, S — długość pola eksploatacyjnego po rozciągłości, h — pochyła długość pola eksploatacyjnego, l — średnia długość ścian w polu, d — średnia szerokość filaru oporowego

d. Łączenie ścian w pary dla uzyskania ścian podwójnych lub sprzężonych może być stosowane tylko w niektórych odmianach systemu ścianowego poprzecznego jednowarstwowego z zawalem. Praktyka ruchowa wykazała, że ściany podwójne lub sprzężone dają w rezultacie większą efektywność niż ściany zwykłe — pojedyncze.

4. Układ 3

Podobnie jak w układzie 2 blok ścianowy układu 3 składa się z dwóch ścian podwójnych lub sprzężonych ze wspólną powierzchnią taśmową (rys. 5). W układzie 2 dwa sąsiednie bloki ścianowe graniczą z sobą

na wspólnej dowieczni materiałowo-wentylacyjnej, natomiast w układzie 3 dwa sąsiednie bloki oddzielone są od siebie filarem oporowy i naturalnym lub sztucznym. Filar naturalny stanowi pas calizny węglowej szerokości od kilku do kilkudziesięciu metrów. Filar oporowy sztuczny powstawał w wyniku drażenia podwójnej dowieczni ścianowej (materiałowo-wentylacyjnej) wspólnym przodkiem węglowym z wypełnianiem wybranej przestrzeni między dowieczniami materiałowo-wentylacyjnymi kamieniem uzyskanym z przybierki skał otaczających (głównie spągu). Szerokość tego filaru sztucznego zależała od grubości pokładu, przekroju poprzecznego dowieczni i struktury pokładu. Wybraną przestrzeń zabezpieczano w różny sposób. Wobec braku odpowiedniej mechanizacji robót podszadzkowych, związanych z drażeniem podwójnych dowieczni, sposób ten stosowano stosunkowo rzadko.

Liczbę bloków ścianowych, które mogą się zmieścić w polu eksploatacyjnym przy stosowaniu układu 3 dowieczni ścianowych oblicza się z wzoru

$$Z = \frac{S-d}{d+3b+2l} \quad (4)$$

Liczba dowieczni taśmowych w polu eksploatacyjnym dla układu 3 będzie równa liczbie bloków w polu, to jest

$$n_{dt} = Z \quad (5)$$

Liczba wszystkich dowieczni ścianowych w polu eksploatacyjnym wyniesie

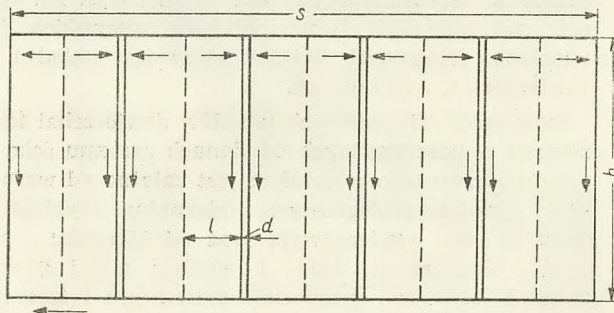
$$n_{ds} = 3Z \quad (6)$$

Nie zawsze w wyniku obliczeń otrzymuje się całkowitą liczbę bloków. Dlatego też w każdym konkretnym przypadku trzeba rozważyć, czy należy szukać nowej średniej długości ścian w polu, odpowiadającej całkowitej liczbie bloków w polu, czy też należy przyjąć uzyskaną w wyniku obliczeń liczbę bloków, a pozostałą część pola przeznaczyć dla ściany pojedynczej, jeżeli jej długość będzie temu odpowiadać. Dla znalezienia nowej średniej długości ścian odpowiadającej całkowitej liczbie bloków należy korzystać z wzoru

$$l = \frac{S-3Zb-(Z-1)d}{2Z} \quad (7)$$

5. Układ 4

Blok ścianowy w układzie 4 (rys. 6) składa się z dwóch ścian prowadzonych jako ściany podwójne



Rys. 6. Schemat układu 4 dowieczni ścianowych systemu ścianowego porzecznego z zawalem

— — — dowiecznia taśmowa, — — — dowiecznia materiałowo-wentylacyjna, — — —> kierunek transportu węgla, S — długość pola eksploatacyjnego po rozciągłości, h — pochyła długość pola eksploatacyjnego, l — średnia długość ścian w polu, d — średnia szerokość filaru oporowego

lub sprzężone ze wspólną dowiecznią materiałowo-wentylacyjną. W układzie 4 istnieją lepsze warunki niż w układach 1, 2 i 3, ponieważ każda z nich jest tylko z jednej strony otoczona zrobami, z drugiej chroniona jest filarem oporowym.

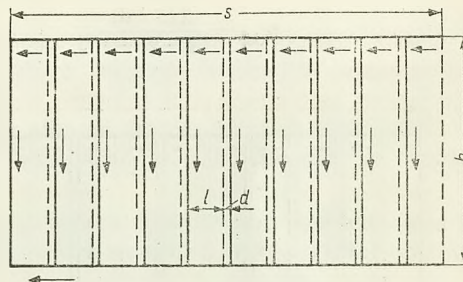
Liczba bloków ścianowych w układzie 4 będzie taka, jak w układzie 3 — obliczona z wzoru (4). Natomiast liczba dowieczni taśmowych będzie dwukrotnie większa niż liczba bloków i będzie wynosiła

$$n_{dt} = 2Z \quad (8)$$

Liczba wszystkich dowieczni ścianowych w polu eksploatacyjnym w układzie 4 będzie taka, jak w układzie 3; oblicza się ją według wzoru (6), zaś do określania ostatecznej średniej długości w polu służy wzór (7).

6. Układ 5

W układzie 5 jeden blok składa się z pojedynczej ściany z niezbędnymi dowieczniami ścianowymi: taśmową i materiałowo-wentylacyjną. Między blokami znajduje się filar oporowy naturalny lub sztuczny, podobnie jak w układzie 3 i 4. Wzajemne położenie dowieczni ścianowych w polu eksploatacyjnym może być sklasyfikowane w czterech wariantach przedstawionych na rysunkach 7÷10 według różnego położenia



Rys. 7. Schemat wariantu 1 układu 5 dowieczni ścianowych systemu ścianowego poprzecznego z zawalem

— — — dowiecznia taśmowa, — — — dowiecznia materiałowo-wentylacyjna, — — —> kierunek transportu węgla, S — długość pola eksploatacyjnego po rozciągłości, h — pochyła długość pola eksploatacyjnego, l — średnia długość ścian w polu, d — średnia szerokość filaru oporowego

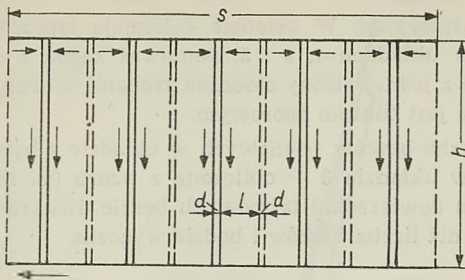
dowieczni taśmowych i punktów załadunkowych z nimi związanych, a wpływających na wartość pracy transportu węgla w chodniku podstawowym, która pozostaje w następującym stosunku

$$\text{war. 1} < \text{war. 3} < \text{war. 2} < \text{war. 4} \quad (9)$$

Z tego stosunku wynika, że praca transportu węgla jest najmniejsza w wariantie 1, a największa w wariantie 4. Liczba ścian w polu eksploatacyjnym dla układu 5 wyniesie

$$n_s = \frac{S+d}{d+2b+l} \quad (10)$$

Podobnie jak w układach poprzednich, w razie konieczności skorygowania pierwotnie przyjętej średniej



Rys. 8. Schemat wariantu 2 układu 5 dowiezchni ściannowych systemu ściannowego poprzecznego z zawalem
 ——— dowiezchnia taśmowa, — — — dowiezchnia materiałowo-wentylacyjna, —————> kierunek transportu węgla, S — długość pola eksploatacyjnego po rozciągłości, h — pochyła długość pola eksploatacyjnego, l — średnia długość ścian w polu, d — średnia szerokość filaru oporowego

długości ścian należy korzystać z wzoru

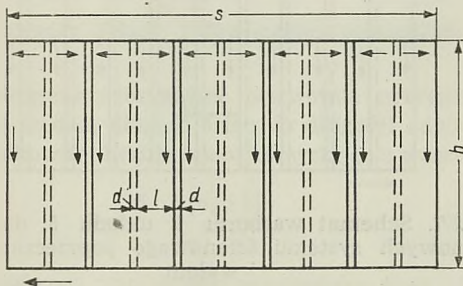
$$l = \frac{S + d - n'_s (d + 2b)}{n'_s} \quad (11)$$

Liczba dowiezchni taśmowych w polu wyniesie dla układu 5

$$n_{dt} = n'_s = \frac{S + d}{d + 2b + l} \quad (12)$$

Liczba wszystkich dowiezchni ściannowych w polu będzie wynosiła

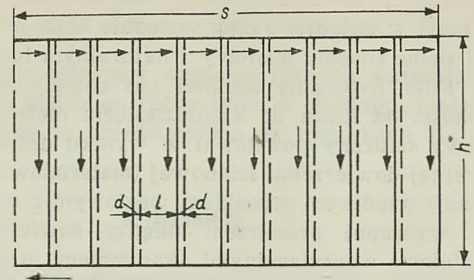
$$n_{ds} = \frac{2(S + d)}{d + 2b + l} \quad (13)$$



Rys. 9. Schemat wariantu 3 układu 5 dowiezchni ściannowych systemu ściannowego poprzecznego z zawalem
 ——— dowiezchnia taśmowa, — — — dowiezchnia materiałowo-wentylacyjna, —————> kierunek transportu węgla, S — długość pola eksploatacyjnego po rozciągłości, h — pochyła długość pola eksploatacyjnego, l — średnia długość ścian w polu, d — średnia szerokość filaru oporowego

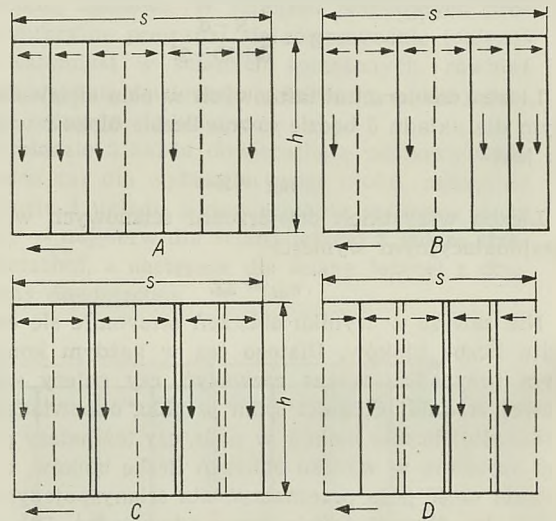
6. Układ 6 — mieszany (rys. 11)

Istnieją przypadki, gdy w jednym polu eksploatacyjnym z powodu zmiany warunków geologicznych, technicznych lub organizacyjnych stosowano kolejno różne odmiany systemu ściannowego poprzecznego, z różnymi układami dowiezchni ściannowych, dążąc do przystosowania odmian systemu do zmieniających się warunków. Dla przykładu na rysunku 11 przedstawiono kilka możliwych wariantów rozcięcia pola eksploatacyjnego uwzględniających stosowanie różnych możliwych układów dowiezchni ściannowych albo elementów kilku układów dowiezchni.



Rys. 10. Schemat wariantu 4 układu 5 dowiezchni ściannowych systemu ściannowego poprzecznego z zawalem
 ——— dowiezchnia taśmowa, — — — dowiezchnia materiałowo-wentylacyjna, —————> kierunek transportu węgla, S — długość pola eksploatacyjnego po rozciągłości, h — pochyła długość pola eksploatacyjnego, l — średnia długość ścian w polu, d — średnia szerokość filaru oporowego

——— dowiezchnia taśmowa, — — — dowiezchnia materiałowo-wentylacyjna, —————> kierunek transportu węgla, S — długość pola eksploatacyjnego po rozciągłości, h — pochyła długość pola eksploatacyjnego, l — średnia długość ścian w polu, d — średnia szerokość filaru oporowego



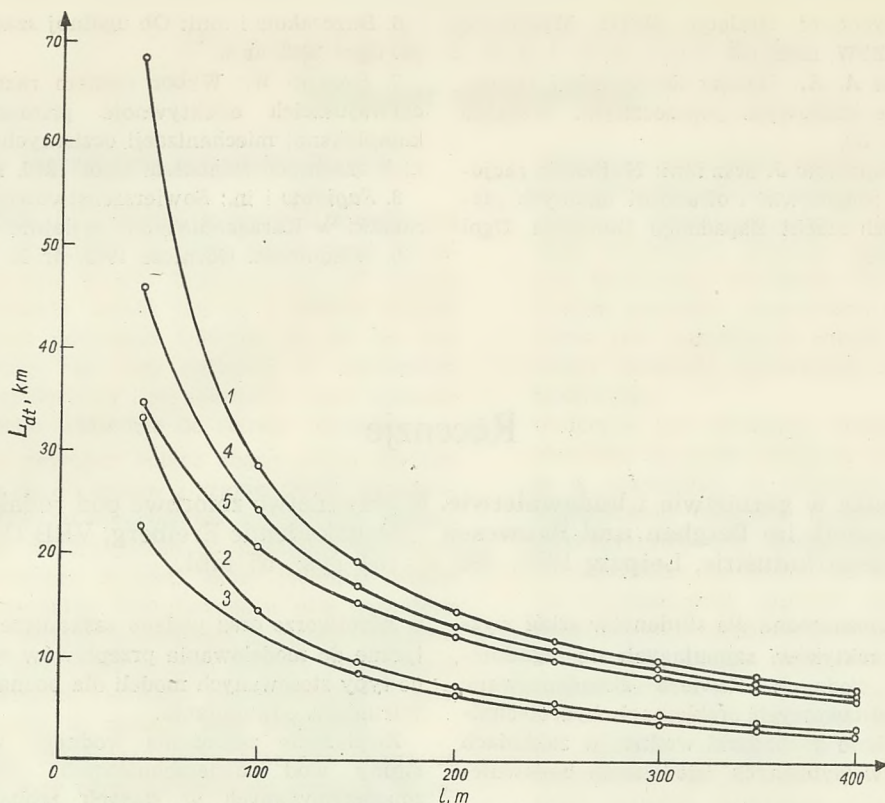
Rys. 11. Warianty A, B, C i D możliwych schematów układu 6 mieszanego dowiezchni ściannowych systemu ściannowego poprzecznego z zawalem

S — długość pola eksploatacyjnego po rozciągłości, h — pochyła długość pola eksploatacyjnego

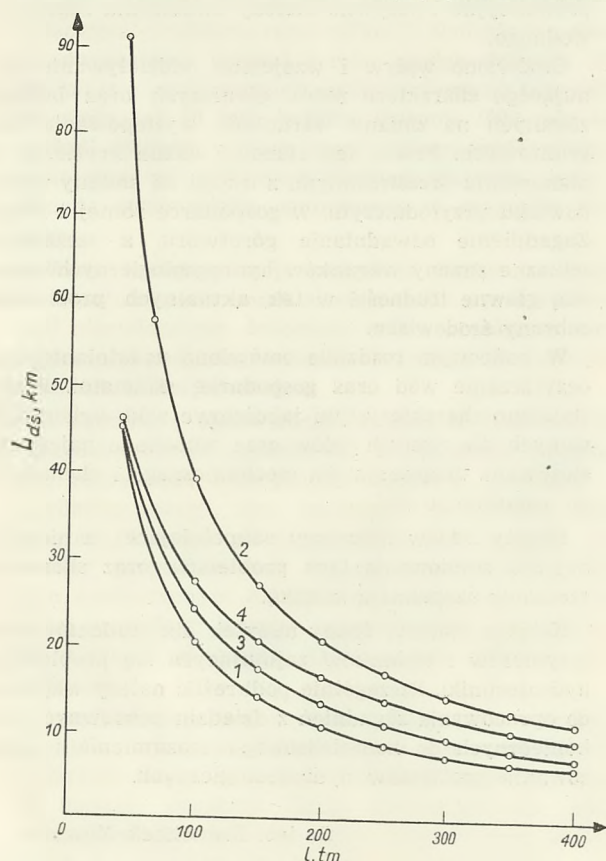
7. Zakończenie

Pod względem długości oraz kosztów drażenia i wyposażenia najkorzystniejszy jest układ 3 (rys. 12). Jednak pod względem łącznej długości wszystkich dowiezchni ściannowych korzystniejszy jest układ 1 w wariantach 1, 2 i 3 (rys. 13).

Stosowanie odpowiednich układów dowiezchni ściannowych w poszczególnych odmianach systemu ściannowego poprzecznego z zawalem jest zależne od warunków górniczo-geologicznych, kierunku wybierania ścian w polu wybierkowym oraz od kierunku i porządku eksploatacji. Układ 1 (wariant 1, 2 i 3) oraz układ 2 stosowano przeważnie w dobrych i średnich warunkach naturalnych i najczęściej w odmianach z kierunkiem wybierania ścian do pola ze wzniosem. W przypadkach nieodpowiednio dobranej obudowy i przekroju poprzecznego dowiezchni ściannowych występowały różnego rodzaju trudności z utrzymaniem tych dowiezchni (utrzymanie ich nie zawsze było możliwe z zachowaniem potrzebnej do rytmicznego



Rys. 12. Zależność łącznej długości dowierzchni taśmowych L_{dt} w polu eksploatacyjnym od długości ścian l i od układu dowierzchni ścianowych przy stałych parametrach $S = 3,0$ km, $h = 1,0$ km, $d = 40$ m, $b = 4$ m; 1, 2, 3, 4 i 5 — układy dowierzchni ścianowych



Rys. 13. Zależność łącznej długości wszystkich dowierzchni ścianowych systemu ścianowego poprzecznego z zawalem w polu eksploatacyjnym L_{ds} od długości ścian l i od układu dowierzchni ścianowych przy stałych parametrach $S = 2,0$ km, $h = 1,0$ km, $d = 40$ m, $b = 4$ m, 1 — warianty 1, 2 i 3 układu 1 oraz układ 2; 2 — układ 1 wariant 4; 3 — układy 3 i 4, 4 — układ 5

ruchu ścian przelotowości wyrobiska). Układy 3, 4 i 5 stosowano w gorszych warunkach naturalnych i przeważnie w odmianach z kierunkiem wybierania ścian od pola albo od granic, dążąc do zapewnienia normalnego ruchu ścian na całej długości ich wybiegu.

Pozostawienie w zrobach filaru oporowego naturalnego jest bardzo niekorzystne, ponieważ poza stratami substancji węglowej pozostawiony filar oporowy może stanowić w przyszłości poważne zagrożenie. Między innymi może on spowodować zagrożenie pożarowe, zwłaszcza w rejonach o dużym naprężeniu skał w otaczającym górotworze. W celu uniknięcia niekorzystnego, a czasem wręcz szkodliwego wpływu pozostawiania w zrobach filarów oporowych dąży się do ich wybierania w okresie likwidacji pól, pięter i poziomów. Poza tym znane są sposoby wybierania filarów oporowych oraz inne odmiany systemu ścianowego poprzecznego z zawalem, nie wpływające szkodliwie na przebieg eksploatacji oraz skutecznie chroniące wyrobisko przed szkodliwym oddziaływaniem ciśnienia eksploatacyjnego na obudowę dowierzchni.

Literatura

1. Piaskowiecki A. A.: System ścianowy poprzeczny do pola bez podziału piętra na śródpiętra. Przegląd Górniczy 1957, nr 7/8.
2. Gornoje dzieło. Encyklopedyczny sprawocznik, t. 5, Moskwa 1958, Ugletiechizdat.
3. Piaskowiecki A. A.: System ścianowy poprzeczny do pola bez podziału piętra na śródpiętra z dowierzchniami taśmowymi podwójnymi a materiałowo-wenty-

lacyjnymi pojedynczymi. Biuletyn SIITG, Mysłowice —Kraków — JMZPW, 1962, 1/3.

4. *Piaskowiecki A. A.*: Układy dowierzchni taśmowych w systemie ścianowym poprzecznym. Przegląd Górniczy 1963, nr 7/8.

5. *Liapin D., Kapłunow J.* oraz inni: Najboleje racjonalny sposoby podgotówki i otrabotki ugodnych płastów w usłowijach szacht Zapadnego Donbassa. Ugol Ukrainy 1966, nr 9.

6. *Burczakow i inni*: Ob ugodnoj szachtie buduszcziego. Ugol 1968, nr 6.

7. *Brodzki W.*: Wybor system razrabotki obieczywajuszczich efektywnoje primienienije sredstw kompleksnoj miechanizacji oczistnych rabot na glubokich szachtach Donbassa. Ugol 1970, nr 8.

8. *Saginow i in.*: Sowierszenstwowanije system razrabotki w Karagandinskome basiejnie. Ugol 1973, nr 6.

9. Wiadomości Górnicze 1973, nr 12, s. 374.

Recenzje

Hydrotechnika w górnictwie i budownictwie. Wydawnictwo zbiorowe pod redakcją K. Strzodki: „Hydrotechnik im Bergbau und Bauwesen”. Bergakademie Freiberg, VEB Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie, Leipzig 1977, 392 s., 154 rys., 55 tabl.

Książka jest przeznaczona dla studentów szkół wyższych jak i dla praktyków, zajmujących się zagadnieniami zagrożeń wodnych. Zawiera skondensowane wiadomości o podstawowych problemach hydrotechniki, a także częściowo gospodarki wodnej w zakładach górniczych oraz w wybranych dziedzinach budownictwa.

Na wstępie autorzy uzasadnili przyjęcie terminu „hydrotechnika” jako pojęcia szerszego, obejmującego wszystkie zagadnienia związane z gospodarką wodną, tj. określanie zasobów wodnych, odwadnianie złóż, odprowadzanie wód, a także wpływ na środowisko przyrodnicze i związane z tym problemy oczyszczania odprowadzanych wód.

Małe zasoby wodne w NRD, przy równoczesnych planowanych wzrostach zapotrzebowania na wodę, nadają temu zagadnieniu szczególnego znaczenia.

Przedstawiono metody odwadniania (szybami, chodnikami, otworami wiertniczymi, studniami, metodami kombinowanymi) dla różnych warunków złożowych, podając sposoby obliczania wydajności oraz szeroko omawiając przyczyny zmian wydajności odwadniania i sposoby ich usuwania (liczne wzory obliczeń dla różnych schematów i różnych warunków odwadniania).

Z kolei przedstawiono metody wiercenia otworów wiertniczych oraz wyposażenia wiertniczego a następnie problemy związane z piętreniem i ujęciem oraz odprowadzaniem wód.

Omówiono rodzaje stosowanych pomp oraz systemy ujęć wodnych w górnictwie. Przedstawiono metody pomiarów przepływu wód w zależności od systemu odwadniania oraz zwrócono uwagę na możliwość i konieczność automatyzacji obsługi urządzeń odwadniania.

Przedstawiono też zagadnienia modelowania procesów odwadniania, podkreślając konieczność daleko posuniętego wyidealizowania modelu, z uwagi na skomplikowanie naturalnych warunków przepływu wód

w górotworze oraz podano zasadnicze wzory matematyczne do modelowania przepływów wód, a także różne typy stosowanych modeli dla poznania optymalnych warunków odwadniania.

Zwalczanie zagrożenia wodnego wynikającego ze strony wód powierzchniowych, podziemnych oraz zmagazynowanych w starych zrobach (interesujące schematy klasyfikacji źródeł zagrożenia wodnego) to dalszy ciąg książki, w którym wyróżniono aktywne, prewencyjne i pasywne metody zwalczania zagrożenia wodnego.

Omówiono wpływ i wzajemne oddziaływanie drenującego charakteru robót górniczych oraz budowli ziemnych na zmiany warunków występowania wód gruntowych. Proces ten stanowi ważne kryterium w planowaniu przestrzennym, z uwagi na zmiany w środowisku przyrodniczym, w gospodarce rolnej i leśnej. Zagadnienie odwadniania górotworu, a szczególnie sztuczne zmiany warunków hydrogeologicznych stanowią główne trudności w tak aktualnych problemach ochrony środowiska.

W końcowym rozdziale omówiono uzdatnianie wód, oczyszczanie wód oraz gospodarkę szlamami. Przedstawiono charakterystyki jakościowe wód wykorzystywanych dla różnych celów oraz omówiono najczęściej stosowane urządzenia dla mechanicznego i chemicznego uzdatniania wód.

Bogaty zestaw literatury uzupełniającej, a niezbędnej dla studiowania tych problemów oraz skorowidz rzeczowy uzupełniają książkę.

Książka stanowi cenny nabytek dla studentów oraz inżynierów i techników zajmujących się problemami hydrotechniki. Szczególnie podkreślić należy włączenie do opracowania zagadnień z dziedzin pokrewnych, tak koniecznych do kompleksowego zrozumienia i opracowania problemów hydrogeologicznych.

Dr inż. Franciszek Kaszuba

Przegląd Zagraniczny

PROBLEMY EKONOMICZNE

Polityka energetyczna prezydenta Cartera

1. Już wkrótce po wybuchu kryzysu naftowego pod koniec 1973 r. wydawało się przez pewien czas, że polityka energetyczna Stanów Zjednoczonych AP ulegnie zasadniczej zmianie, jednak jak się w efekcie okazało opinia publiczna poruszona wówczas została nie tyle ogromną zwyżką cen ropy naftowej, co nałożeniem embargo na jej dostawy i po zniesieniu tegoż embargo wszystko wróciło właściwie do starego porządku.

Istniejące w pewnych kołach obawy przed zbytnim uzależnieniem się od dostaw z krajów OPEC doprowadziły wprawdzie do opracowania specjalnego programu rządowego zmierzającego do zniesienia tej zależności (Independence Project), który jednakże okazał się zupełnie nierealny. Postulowane w nim posunięcia spotkały się z ostrym sprzeciwem ze strony Kongresu i praktycznie biorąc nie podjęto żadnych konkretnych kroków w kierunku realizacji któregośkolwiek z założeń nakreślonych w ramach tego programu.

W rezultacie zależność rynku amerykańskiego od importowanej ropy coraz bardziej się wzmaga. W roku 1976 udział jej w pokryciu globalnego zapotrzebowania Stanów Zjednoczonych AP na energię osiągnął już 23%, podczas gdy w roku 1971 wynosił tylko 6,6%.

Rodzima produkcja ropy naftowej obniżyła się obecnie do poziomu poniżej 8 mln baryłek dziennie (ok. 400 mln t w skali rocznej), natomiast import tego paliwa sięga już 10 mln baryłek dziennie (500 mln ton w skali rocznej), z czego coraz większa część zakupowana musi być w krajach Bliskiego Wschodu, jako że Kanada wprowadziła ograniczenia w eksporcie swej ropy.

Wobec takiej sytuacji prezydent Carter za jedno z najważniejszych zadań nowego rządu uznał konieczność niezwłocznego dokonania zmian w polityce energetycznej i podjęcia niezbędnych kroków dla przeciwdziałania takim tendencjom.

2. Zgodnie z zapowiedzią, w dniu 20 kwietnia br. prezydent Carter przedstawił w Kongresie program jaki nowy rząd amerykański zamierza prowadzić w dziedzinie energii. Ten zakrojony na szeroką skalę program, którego głównym celem jest bardziej racjonalne gospodarowanie energią, umożliwić ma Stanom Zjednoczonym AP uniknięcie grożącego w niedalekiej przyszłości kryzysu energetycznego i zmniejszyć ich zależność od importu paliw, w tym zwłaszcza ropy naftowej.

Przedkładając ten program, który w większości punktów wymagać będzie zgody Kongresu, Carter podkreślił konieczność jego realizacji zarówno w części mającej przybrać formę obowiązujących ustaw i zarządzeń, jak też i w części pozostawionej obywatelom do realizacji na zasadzie dobrowolności.

Omawiany program opracowany został w oparciu o 10 podstawowych zasad, z których najważniejsze streścić można następująco:

— warunkiem osiągnięcia skutecznej i wszechstronnej polityki energetycznej jest wzięcie na siebie odpowiedzialności przez rząd za jej realizację oraz

- wykazanie przez społeczeństwo zrozumienia dla konieczności poniesienia pewnych wyrzeczeń,
 - właściwy rozwój gospodarczy musi być w dalszym ciągu utrzymany; jedynym sposobem umożliwiającym zachowanie standardu życiowego na niezmiennym poziomie i zapewnienie obywatelom zatrudnienia jest oszczędzanie energii,
 - należy zapewnić odpowiednią ochronę naturalnego środowiska,
 - konieczne jest uzyskanie większego stopnia zabezpieczenia się przed skutkami ewentualnego embargo w przyszłości, co osiągnięte może być poprzez zmniejszenie ogólnego zapotrzebowania na ropy, wykorzystanie tych źródeł energii, których zasoby są najobfitsze, np. takich jak węgiel, oraz utworzenie strategicznych zapasów ropy naftowej,
 - w odróżnieniu od poprzednich programów i planów, które kładły przede wszystkim na wysiłki w kierunku wzrostu produkcji, obecny program ma na celu zmniejszenie zapotrzebowania na energię, które powinno nastąpić przede wszystkim drogą oszczędniejszego jej wykorzystania, oszczędność bowiem stanowi najszybszy, najtańszy i najbardziej praktyczny sposób rozwiązania problemu zapotrzebowania w energię,
 - ceny powinny na ogół być odbiciem poziomu kosztów źródeł energii,
 - należy prowadzić politykę oszczędnego zużycia tych paliw, których zasoby są najuboższe i wykorzystywać w większym stopniu te, które występują obficie. Nie można pozwolić na to, by ropa naftowa i gaz ziemny, których łączne zasoby odpowiadają jedynie 8% ogółu zasobów wszystkich rodzimych źródeł energii, w dalszym ciągu pokrywały 75% zapotrzebowania energetycznego Stanów Zjednoczonych AP,
 - już teraz należy wkroczyć na drogę rozwoju nowych, niekonwencjonalnych źródeł energii, na których opierać się będzie zaopatrzenie rynku energetycznego w następnym stuleciu.
- Wytupyczne w ramach tego programu zamierzenia są następujące:
- w perspektywie krótkofalowej: zmniejszenie zależności od dostaw ropy importowanej i ograniczenie ryzyka powstania przerw w zapotrzebowaniu;
 - w perspektywie średniofalowej: przetrwanie okresu ewentualnego spadku światowej podaży ropy naftowej spowodowanego ograniczeniem zdolności produkcyjnych;
 - w perspektywie długofalowej: rozwój wykorzystania tzw. odnawialnych i praktycznie biorąc niewyczerpalnych źródeł energii, które umożliwią utrzymanie dalszego wzrostu gospodarczego.
- Dla osiągnięcia wyżej wymienionych zamierzeń przewiduje się:
- wprowadzenie skutecznego programu oszczędności energii, który obowiązywać będzie wszystkie sektory jej zużycia,
 - przedstawienie zakładów przemysłowych i elektrowni spalających oleje i gaz ziemny na korzystanie

z węgla oraz innych bardziej obfitych źródeł energii,

- intensywną realizację programu naukowo-badawczego w dziedzinie rozwoju wykorzystania nowych, niewyczerpalnych form energii.

Najważniejsze cele jaki program ten ustala do osiągnięcia do roku 1985 to:

- zmniejszenie tempa wzrostu zapotrzebowania Stanów Zjednoczonych na energię do poziomu poniżej 2% rocznie,
- ograniczenie importu ropy naftowej, który w przypadku utrzymania się dotychczasowych tendencji wzrosłby przypuszczalnie do 16 mln baryłek dziennie (ok. 800 mln t rocznie) w roku 1985, do poniżej 6 mln baryłek dziennie (300 mln t rocznie),
- zmniejszenie zużycia benzyny o 10%,
- stworzenie strategicznych zapasów ropy naftowej w wysokości 1 mld baryłek, co odpowiadałoby ponad 6-miesięcznemu zużyciu,
- zainstalowanie odpowiedniej izolacji cieplnej w 90% domów mieszkalnych i innych budynkach,
- zwiększenie rocznego poziomu wydobycia węgla o co najmniej 400 mln ton (krótkich),
- wykorzystanie energii słonecznej do ogrzewania co najmniej 2,5 mln domów mieszkalnych.

Program idzie w kierunku stopniowego doprowadzenia cen rodzimej ropy naftowej i gazu ziemnego do poziomu cen światowych, aby w ten sposób zachęcić do podejmowania poszukiwań nowych złóż i zwiększenia wydobycia tych paliw. Przewiduje się przy tym dokonanie szeregu zmian w systemie ustalania cen tychże paliw, mając na względzie konieczność zlikwidowania poważnych różnic jakie istnieją pomiędzy poszczególnymi stanami.

Wydobycie węgla podniesione ma być o około 400 mln t krótkich do ponad 1 mld ton krótkich. Realizacja tego założenia uzależniona jest jednak od pewnych modyfikacji w ustawodawstwie w odniesieniu do ochrony naturalnego środowiska.

Nowy rząd amerykański ma jednak nadzieję, że zdoła ten problem rozwiązać. Prezydent powołac ma do życia specjalny komitet, który dokładnie zbada skutki jakie wynikać będą ze zwiększonej produkcji i zużycia węgla. Rząd ma nadzieję, że realizacja odpowiedniego programu naukowo-badawczego pozwoli na uzyskanie metod nieszkodliwego spalania węgla.

Jeśli chodzi o energię jądrową, program zakłada, że rozwój jej wykorzystania oparty będzie na razie wyłącznie na reaktorach obecnej generacji, natomiast realizacja planów budowy reaktorów szybkopowielających odłożona została na bliżej nieokreślony termin.

3. Jakkolwiek przyznanie węglowi priorytetowej roli w pokryciu potrzeb energetycznych kraju spotkało się z bardzo przychylną reakcją ze strony amerykańskiego przemysłu węglowego, to jednak z drugiej strony przemysł ten zdaje sobie w pełni sprawę z trudności na jakie napotykać będzie w realizacji wytyczonych mu zadań, a to przede wszystkim z następujących względów:

- możliwość osiągnięcia zakładanego w programie poziomu wydobycia wymaga budowy całego szeregu nowych kopalń; według oceny ekspertów przemysłu węglowego, potrzebne na ten cel ogólne nakłady inwestycyjne do roku 1986 wyniosą około 25 mld dolarów (tj. czterokrotnie więcej aniżeli w jakim-

kolwiek minionym dziesięcioleciu), z czego przeważającą część uzyskać trzeba będzie drogą pożyczek; — wskaźnik kapitałochłonności inwestycji w przemysle węglowym uległ znacznemu pogorszeniu. Czasz kiedy jednostkowy koszt inwestycyjny przy budowie nowej kopalni wynosił średnio 10 dolarów/t rocznej zdolności produkcyjnej należą już do dawnej przeszłości. Opracowując założenia nowego programu energetycznego, autorzy jego przyjęli, że średni jednostkowy koszt inwestycyjny budowy nowych i rozbudowy starych kopalń wynosić będzie ponad 50 dolarów/t dodatkowej rocznej zdolności produkcyjnej. Jednakże jak wykazują ostatnie doświadczenia, koszt budowy nowej kopalni głębino-wej sięga już 100 dolarów/t rocznej zdolności produkcyjnej;

- według szacunków amerykańskiego Bureau of Mines okres budowy kopalni odkrywkowej trwa 3 do 4 lata, a kopalni głębino-wej 7÷8 lat;
- aby sprostac założeniom programu *Cartera* należałoby zwiększyć o 125 tys. liczbę odpowiednio wyszkolonych pracowników dla potrzeb górnictwa;
- problem stanowi również nieuregulowana sytuacja w dziedzinie stosunków pomiędzy pracodawcami a pracownikami, co prowadzi do częstych strajków;
- na razie nie można spodziewać się znacniejszego wzrostu zdolności produkcyjnej przemysłu węglowego, gdyż mimo niezmiernego wzrostu cen ropy naftowej oraz rozmaitych kroków podejmowanych przez rząd w celu zmniejszenia stopnia zależności od importu energii, zapotrzebowanie na węgiel kształtuje się na poziomie nie gwarantującym odbioru wszystkich ilości jakie byłby aktualnie w stanie wyprodukować amerykański przemysł węglowy. Obecnie wydobycie węgla jest o 10÷15% niższe od istniejącej globalnej zdolności produkcyjnej amerykańskich kopalń. Wydobycie to nie zwiększyło się, chociaż amerykańskie towarzystwa górnicze nabyły koncesje na eksploatację znacznych złóż węgla (około 16 mld t) w zachodniej części kraju;
- według szacunków Edison Electric Institute przedstawienie się w szerokim zakresie na spalanie węgla w istniejących oraz projektowanych elektrowniach pociągnęłoby za sobą koszty rzędu co najmniej 50 mld dolarów;
- niekorzystny wpływ na rozwój wydobycia węgla wywierają również trudności jakie odczuwane są w sektorze transportu.

4. Minęło już kilka miesięcy od czasu, gdy rząd prezydenta *Cartera* przedłożył projekty ustaw przewidzianych do zrealizowania programu energetycznego Kongresowi. Większość tych projektów spotkała się z negatywnym przyjęciem w Kongresie i niewielkie są nadzieje ich pełnej realizacji; wielu członków Kongresu powoduje się partykularnymi interesami, inni ciągle jeszcze nie są przekonani, że nastąpi deficyt energii w Stanach Zjednoczonych i są poza tym zdania, że gospodarka amerykańska powinna w dalszym ciągu bazować na taniej energii.

Dla Waszyngtonu ograniczenie importu ropy naftowej wydaje się koniecznością wobec olbrzymiego deficytu handlu zagranicznego, spowodowanego wysokimi cenami ropy naftowej. Deficyt ten z kolei osłabia wydatnie pozycję dolara w świecie.

W zakończeniu należy nadmienić, że Kongres zatwierdził utworzenie ministerstwa d/s energii, a na stanowisku pierwszego w historii Stanów Zjednoczonych AP ministra d/s energii — J. Schlesingera. Rocz-

ny udział tego ministerstwa kształtować się będzie w wysokości 10,6 mld dolarów.

Leszek Bieńkowski

NOWOŚCI TECHNICZNE — INFORMACJE PRASY ZAGRANICZNEJ

PROGNOZOWANIE I NOWE TECHNOLOGIE

Górnictwo morskie na VI Konferencji Prawa Morza

W czasie od 23 VI do 17 VII 1977 r. toczyła się w Nowym Jorku kolejna szósta sesja Konferencji Prawa Morza UNCLOS. W sesji udział wzięło 156 państw. Tematem konferencji było określenie prawne podziału i dostępu do surowców oceanów i mórz oraz swoboda pływania zwłaszcza przez cieśniny. Konferencja podzieliła się na robocze komisje, które zajęły się odpowiednio:

- sprawą utworzenia międzynarodowego „zarządu dna morskiego” wraz z zagadnieniami podwodnego górnictwa,
- nowelizacją prawa morskiego, jak np. problem 200-milowej strefy rybołówstwa, tzw. „strefy ekonomicznej”,
- sprawą środowiska morskiego, badań naukowych i transferu technologii, dotyczącej gospodarki surowcami morza.

Na dnie oceanów bowiem, zwłaszcza na Pacyfiku, zalegają złoża polimetalicznych grudek. Zawierają one przeciętnie około 20% magnezu, 11% żelaza, 0,9% niklu, 0,5% miedzi oraz mniejsze ilości innych metali, m.in. kobaltu. Dzisiejszy poziom techniki umożliwia opłacalną eksploatację tych grudek, a fakt wyczerpywania się surowców na lądzie zachęca do badań i rozpoczęcia eksploatacji. Obecnie 40 przedsiębiorstw zachodnich wydobywa już grudki z głębokości 3,5–4 tys. metrów na skalę próbną i półprzemysłową. Jeszcze ważniejsza od polimetalicznych grudek jest sprawa ropy naftowej i gazu ziemnego. Już dzisiaj jedna piąta globalnej produkcji ropy naftowej pochodzi spod dna morskiego. Według niektórych ocen, podwodne zasoby ropy mogą trzykrotnie powiększyć światowe zasoby ropy naftowej (90 mld t) i przedłużyć „epokę naftową”. Dotychczasowe sformułowania prawne nie dość precyzyjnie określają pojęcie szelfu kontynentalnego, a w odniesieniu do stref pozabrzeżnych o zanurzeniu ponad 200 m panuje „prawna pustka”. Wypełnienie tej pustki jest palącą koniecznością, szczególnie forsowaną przez kraje, które dysponują odpowiednimi środkami technicznymi i finansowymi, aby rozpocząć eksploatację zasobów morza.

Perspektywy hydromechanizacji górnictwa węgla kamiennego *)

W ostatnich 20 latach nastąpił duży rozwój hydrotransportu materiałów stałych. Ten rodzaj transportu zdobywa sobie coraz większe uznanie. Techniczną mo-

żliwość i ekonomiczną opłacalność hydrotransportu udowodniono za pomocą linii „Ohio” długości 173 km, która była czynna w latach 1957–1961. Rurociąg ten przetransportował 5 mln t mialu węglowego. Obecnie w USA w budowie są instalacje długości ponad 1600 km i przepustowości 25 mln t/rok, a w fazie projektowania są jeszcze dłuższe instalacje. W transporcie dół—powierzchnia możliwe jest alternatywnie:

- transportowanie całego urobku surowego bądź
- rozsortowanie urobku na frakcję grubą i mial oraz oddzielny transport w postaci suchej i mokrej.

Jak wynika z doświadczeń kopalń ZSRR wzrost wydajności pracy w hydrokopalniach był ponad 50% wyższy niż w porównywalnych kopalniach konwencjonalnych. Podobne wyniki były osiągane w hydrokopalniach RFN, a w kanadyjskiej hydrokopalni były jeszcze lepsze.

Analiza możliwości zastosowania hydrourabiania w warunkach górniczo-geologicznych Zagłębia Ruhry wykazała, że 50% zasobów tego Zagłębia może być eksploatowanych tą techniką. Ze względów technicznych do hydromechanizacji nadają się szczególnie pokłady nachylone. W RFN w pokładach o nachyleniu 21–40° jest 20% zasobów, a w pokładach o nachyleniu 41–100° 30% zasobów. Próby kompleksowej mechanizacji stromych pokładów o nachyleniu 60° nie dały pozytywnych rezultatów. Istnieją kopalnie, które wyczerpały już zupełnie zasoby o średnim nachyleniu, mają jednak jeszcze zasoby o stromym zaleganiu. Przesłanki powyższe skłoniły towarzystwo Ruhrkohle do przebudowy kopalni Hansa w Dortmund na kopalnię hydromechaniczną. Jest to pierwsza w Zachodniej Europie hydrokopalnia, w której wszystkie procesy, zarówno urabianie jak transport, zostaną rozwiązane za pomocą hydromechanizacji. W kopalni Hansa projektuje się obieg zamknięty wody przy ciśnieniu 160 barów i przewiduje się wydajność dołową przynajmniej 5 t/pdn. Rządowy program rozwoju hydromechanizacji w górnictwie węgla kamiennego RFN bazuje na następujących założeniach:

W hydrourabianiu:

- Prowadzić badania nad dalszym rozwojem urządzeń do hydrourabiania w kierunku wzrostu ciśnienia wody dla umożliwienia urabiania twardszych węgli i wyższych pokładów oraz wzrostu ich wydajności.
- Doprowadzić do rozwiązania zintegrowanego, prostego systemu transportu ludzi i materiałów w układach hydromechanicznego transportu urobku.

W hydrotransportie:

- Ograniczyć nadmierne kruszenie urobku z uwagi na trudności i koszty późniejszego odwodnienia i osuszenia frakcji o ziarnach poniżej 1 mm.
- Dotychczasowe doświadczenia z dwukomorową nadawą z przeciwpływem wykazały mały stopień wy-

*) W górnictwie polskim prace w tym zakresie realizuje Główny Instytut Górnictwa.

korzystania urządzeń (64%) z powodu ich cyklicznej pracy. Dlatego na projektowanej kopalni Hansa zostanie zainstalowana nadawa trzymkomorowa z przeciwwprędem, która umożliwi ciągłą pracę instalacji.

— Ważny czynnik w rachunku ekonomicznym hydrotransportu stanowią zamknięcia, kolana i inne elementy osprzętu rurociągu. Będą prowadzone badania nad rozwiązaniem lepszych, ruchowo pewnych i szczelnych elementów oraz nad zastosowaniem ulepszonych materiałów dla zmniejszenia kosztów utrzymania instalacji.

Istotnym elementem projektu modernizacji jest wzrost wydajności kopalń przez wprowadzenie hydromechanicznego ciągnięcia urobku obok konwencjonalnego ciągnięcia naczyniowego. Przebudowa istniejącego szybu, montaż nowego urządzenia wyciągowego lub głębinie nowego szybu wydobywczego jest zawsze droższe od zawieszenia w szybie dodatkowego rurociągu do hydrotransportu węgla. Rurociąg o przekroju 250 mm podnosi przepustowość szybu o 5000 t/d. W ramach programu racjonalizacji i potaniania wydobycia węgla wprowadza się koncentrację i centralizację zakładów przeróbki mechanicznej węgla oraz zasadę transportu węgla wprost do dużych użytkowników, takich jak: huty, koksownie itp. W tych przypadkach hydrauliczny transport węgla za pomocą rurociągów daje korzystną techniczno-ekonomiczną alternatywę w porównaniu do sposobów konwencjonalnych. W różnych krajach i ośrodkach naukowo-badawczych nie ustają badania nad doskonaleniem technicznym i poszerzeniem zakresu stosowania urządzeń do hydrourabiania. Od lat pięćdziesiątych w ZSRR i w Polsce pracuje się nad zastąpieniem noży strugowych wysokociśnieniowym pulsującym prądem wody. Wysiłki zmierzają do opracowania tzw. armat wodnych do niszczenia struktury skał. Badania te zostały w ostatnich latach podjęte również w krajach zachodnich. W Japonii wysokociśnieniowy prąd wody wykorzystano praktycznie w technice wiercenia otworów strzałowych w budownictwie tunelowym. Hydromechaniczne wiercenie otworów rokuje większe postępy i nie występuje tu typowe dla mechanicznego wiercenia zakleszczanie narzędzi wierzących. W Stanach Zjednoczonych rozwiązano prototyp ścianowego struga węglowego wyposażonego w dysze skrawające. Również kombajn tunelowy pełnoprzekrojowy firmy Robbins został wyposażony w dysze i obecnie poddany jest przemysłowej weryfikacji. W rozwiązaniu tym dysze wodne wysokociśnieniowe wspomagają pracę noży mechanicznie skrawających. Od tego rozwiązania oczekuje się takich walorów, jak: dwukrotnie wyższe postępy 30÷50%, oszczędność kosztów drążenia oraz rozwiązanie problemu zapylenia powietrza.

Glückauf 1976, nr 24, s. 1351.

Holandia rozwija bazę zgazowania węgla

Holenderska firma NECM buduje zakład zgazowania węgla w Eemshaven i podobne obiekty m.in. w Rotterdamie, Amsterdamie, Terneuzen i in. Zgazowanie węgla i użycie gazu węglowego do napędu elektrowni pozwoli w 1985 r. przerobić 0,5 mln t węgla i tym samym podnieść udział węgla w krajowym bilansie paliwowo-energetycznym do 7,4%. W 1990 r. będzie się przerabiać na gaz 10 mln t, węgla, w 2000 r. 20 do 25

mln t, co stanowić będzie 15÷20% ogólnego bilansu paliwowo-energetycznego. Zgazowanie węgla w ogóle nie będzie szkodliwie oddziaływać na środowisko naturalne.

NOWE ZASOBY SUROWCÓW MINERALNYCH

Nowe pola ropy naftowej i gazu w Morzu Północnym

W Morzu Północnym w sektorze brytyjskim około 280 km od wschodnich wybrzeży Szkocji odkryto nowe złoża ropy naftowej Fulmar. Liczba rozpoznanych w Morzu Północnym złóż ropy wzrosła zatem do 45 pól, a gazu do 28 pól.

Nowe złoża rudy żelaza w Polsce

Na Suwalszczyźnie (Surpiły, 11 km od Suwałk) dokumentuje się w kategorii rozpoznania C₁ znaczne zasoby rudy żelaza. Złoże zalega na głębokości 850 m i ma nachylenie około 45°. Najniższą kotę złoża nawiercono na głębokości 2024 m. Grubość złoża waha się od 2 do 200 m. W bezpośrednim stropie złoża zalegają skały anortozytowe. Suwalska ruda jest rudą kompleksową, w której obok żelaza znajdują się m.in. tytan, nikiel i kobalt. Rudę zdecydowano eksploatować. Aktualnie rozważa się problem eksploatacji w warunkach zachowania naturalnych walorów rekreacyjno-wypoczynkowych Ziemi Suwalskiej. Chodzi o to, aby styk przyszłego przemysłu wydobywczego z planowo chronionym środowiskiem naturalnym odbył się w miarę łagodnie, choć nie obejdzie się bez szkód po obu stronach. Dzisiejszy poziom techniki daje nadzieję na symbiozę przemysłu i środowiska naturalnego.

Przegląd Techniczny 1977, nr 32, s. 3.

IMPREZY

Międzynarodowa Konferencja na temat zdalnego sterowania i kontroli w górnictwie, 11÷13 X 1977 r. Birmingham, Wielka Brytania

W konferencji wzięło udział ponad 400 delegatów z 16 krajów. Konferencję otworzył Przewodniczący Zarządu Kopalń W. Brytanii Derek Ezra. Przedstawiciele 8 krajów wygłosili 24 referaty, wokół których toczyła się ożywiona dyskusja. Jednocześnie z konferencją odbyła się wystawa sprzętu górniczego, zorganizowana przez brytyjską radę producentów maszyn górniczych. Materiały pokonferencyjne oraz przegląd eksponowanych przedmiotów na wystawie można otrzymać, zamawiając je w: International Conference Remote Control and Monitoring in Mining, Birmingham, W. Brytania.

Obrazy konferencji odbywały się w kilku grupach tematycznych, a w szczególności:

1. Zdalne i automatyczne sterowanie maszynami, układami maszyn i procesami produkcyjnymi na różnych stanowiskach, jak: przodki, transport, stacje pomp itp.

W grupie tej — przedstawiciele ośrodków badawczych, firm przemysłowych i zarządu kopalń takich krajów, jak: Wielka Brytania, RFN, ZSRR i Stany

Zjednoczone AP ogłosili ogółem osiem referatów. Między innymi opisano system sterowania maszynami z wyeliminowaniem zakłóceń wpływów bocznych; system sterowania i kontroli z udziałem mini- i mikrokomputerów procesowych, jak np. system MINOS.

Na program badawczy związany z automatyzacją procesów górniczych rząd Stanów Zjednoczonych AP wyasygnował 100 mln dolarów, a w RFN asygnuje się na prace badawcze i rozwojowe ogółem 10% budżetu narodowego. W referacie Saarbergwerke AG (RFN) zwrócono uwagę na stan i rozwój czujników, przekazników i środków transmisji informacji i sygnałów w ramach systemów sterowania i kontroli procesami i parametrami środowiskowymi.

Między innymi firma CERCHAR (Francja) przedstawiła automatyczne urządzenie do regulacji i zespoleń układu: ściana—przenośnik—obudowa w strugowym systemie urabiania.

Ośrodek badawczy NCB (Wielka Brytania) podał rozwiązanie urządzenia do ciągłego utrzymywania kombinacji w granicach pokładu w czasie urabiania.

Węgierski Instytut Badawczy przedstawił system wielokrotnej transmisji MULTIPLEX o dużej pojemności.

2. Stan i rozwój nowoczesnych systemów w dużych kopalniach (kombinatach) węgla i rud.

Opisano zautomatyzowany system transportu w kopalni Kiirunawaara (Szwecja) oraz system transportu w kopalni Haus Aden (RFN) sterowany komputerem procesowym Siemens 320.

3. Systemy bezprzewodowej łączności, sterowania i kontroli parametrów środowiskowych w kopalniach amerykańskich i brytyjskich.

Opisano te systemy oraz omówiono aspekty bezpieczeństwa związane z automatyzacją sterowania.

Zwrócono uwagę na konieczność zmiany przepisów bezpieczeństwa górniczego w stosunku do osób i służb odpowiedzialnych za automatyczne stanowiska pracy, które dotychczas były kontrolowane przez nich osobiście, oraz za nowe systemy wybierania typu „continuous mining”.

ZSRR przedstawił system automatyzacji wentylacji kopalni na bazie zintegrowanego układu urządzeń sterowania atmosferą kopalni.

Brytyjska firma Hawker Siddeley Dynamics Engineering Ltd przedstawiła skomputeryzowany system sterowania i kontroli przeróbki węgla i gospodarki odpadami tego procesu.

VIII Międzynarodowy Kongres na temat przeróbki węgla

W maju 1979 r. (dokładna data będzie jeszcze podana) odbędzie się w Doniecku (ZSRR) kolejny kongres na temat przeróbki węgla i ochrony środowiska. Poprzedni kongres odbył się w Moskwie w dniach 24–25 V 1977 r.

Przedmiotem przyszłego kongresu będzie następująca tematyka:

- wstępna przeróbka węgla,
- nowe metody przeróbki węgla,
- przeróbka miazgi węglowej,
- flotacja,

- odwadnianie węgla i zwalczanie zapylenia,
- próby i kontrola jakości,
- utylizacja odpadów,
- projektowanie zakładu,
- automatyzacja,
- organizacja pracy.

Chętni do wygłoszenia referatów na kongresie przesłali o przesłanie do 30 XI 1977 r. streszczenia referatów, w sześciu egzemplarzach, o objętości około 500 słów na adres: V.A. Ruban, Sekretariat Kongresu, VIII Międzynarodowy Kongres nt. przeróbki węgla, ZSRR, 117071, Moskwa-B-71, prospekt Lenina 29.

Dla uczestników kongresu przewidziany jest bogaty program wycieczek naukowo-technicznych.

Opracował: mgr inż. Robert Pacer

Eksploracja torfu w WRL

Zasoby torfu na terenach WRL wynoszą ponad 297 mln m³, co przy wilgotności około 55% i ciężarze właściwym 0,3–0,4 t/m³ równa się ponad 104 mln t. Roczne wydobycie torfu wynosi 1,5 do 2 mln t, z czego 1 do 2% przeznaczają się na eksport.

Bányászati és Kohászati Lapok „Bányászati” 1977, nr 6, s. 370.

Zastosowanie aluminiowych stojaków, stropnic i zamków typu SZEK w kopalniach boksytu Fejér na Węgrzech

W kopalniach boksytu Fejér na Węgrzech przy eksploatacji systemem komorowym (zabierkowym) stosuje się aluminiowe stojaki, stropnice i zamki typu SZEK. Wymiary wyrobisk eksploatacyjnych w obudowie z elementów aluminiowych wynoszą: szerokość 4–5 i 6 m, wysokość 3,20 m. Zastosowanie zamków typu SZEK dla łączenia stropnic pozwoliło na zwiększenie szerokości wyrobisk do wymiarów umożliwiających zastosowanie wozów ładująco-odstawczych typu JOY-T1F4 do ładowania i transportu urobku.

Bányászati és Kohászati Lapok „Bányászati” 1977, nr 5, s. 292.

Przemysł aluminiowy w WRL

Pierwsze poszukiwania geologiczne złóż boksytu zostały podjęte na Węgrzech w 1920 r., a w 1976 r. górnictwo węgierskie boksytu obchodziło 50-lecie istnienia. Aktualnie wydobycie boksytu na Węgrzech wynosi 4% wydobycia światowego. W 1975 r. górnictwo to zatrudniało 22 000 pracowników. Dochód z eksportu do krajów socjalistycznych wyniósł w 1975 r. 78 mln Rb, do krajów kapitalistycznych 101 mln dolarów. Wydobycie boksytu w 1950 r. wynosiło 578 tys. t, w 1975 r. 2890 tys. t. Planuje się wzrost wydobycia do 3140 tys. t w 1980 r. oraz 3605 tys. t w roku 1990.

Bányászati és Kohászati Lapok „Bányászati” 1977, nr 6, s. 361.

Mgr inż. Jan Bugesz

Kronika Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Górnictwa

WSPOMNIENIE O ZMARŁYM DOC. DR. INŻ. JÓZEFIE WANACIE

W dniu 23 VII 1977 r. zmarł doc. dr inż. Józef Wanat.

Odszedł od nas przedwcześnie, w wieku 59 lat, nasz drogi Kolega i Przyjaciół, człowiek, który ofiarną pracą zapewnił sobie trwałe miejsce w historii polskiego górnictwa.

Józef Wanat urodził się 20 IX 1918 r. we wsi Podolsze w powiecie Oświęcim. Świadectwo dojrzałości uzyskał w Państwowym Gimnazjum i Liceum Humanistycznym w Wadowicach w 1939 roku. W roku 1945 rozpoczął studia na Wydziale Górniczym Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie, które ukończył w 1948 r., uzyskując dyplom magistra inżyniera górnika.

Pierwszą pracę w górnictwie podejmuje w kopalni Janina w Libiążu, pełniąc kolejno funkcje od asystenta kierownika robót górniczych i technika bezpieczeństwa pracy do zawiadowcy kopalni.

W 1951 r. zostaje służbowo przeniesiony do nowo utworzonego Instytutu Mechanizacji Górnictwa, gdzie początkowo pracował w charakterze kierownika pracowni mechanizacji robót chodnikowych, a następnie dyrektora Ośrodka Szkolenia Kadr Mechanizacyjnych IMG w Zabrze.

W 1956 r. rozpoczął pracę w Głównym Instytucie Górnictwa, pełniąc funkcje kierownika pracowni naukowo-technicznej analizy wypadków, kierownika zakładu genezy wypadków, zastępcy dyrektora Ośrodka Naukowo-Badawczego d/s Ekonomiki i Organizacji w Górnictwie i kierownika Pracowni Genezy i Profilaktyki Wypadkowej, a ostatnio kierownika Zespołu Badawczo-Rozwojowego Metodyki Badań Wypadkowości.

Podczas pracy w GIG otrzymał w 1962 r. nominację na samodzielnego pracownika naukowo-badawczego. W 1963 r. uzyskał na Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie stopień doktora nauk technicznych na podstawie pracy pt.: „Systematyka czynników określa-

jących genezę wypadków przy pracy w kopalniach węgla kamiennego”.

W 1967 r. ukończył Studium Pedagogiczne dla nauczycieli szkół zawodowych, zorganizowane przez Kuratorium Okręgu Szkolnego w Katowicach, a w 1968 r. uzyskał dyplom ukończenia Kursu Filozoficzno-Pedagogicznego na Wieczorowym Uniwersytecie Marksizmu i Leninizmu przy Komitecie Wojewódzkim PZPR w Katowicach.

Przez okres swojej pracy doc. dr inż. Józef Wanat zajmował się głównie zagadnieniami bezpieczeństwa pracy w górnictwie, które zawsze stawiał na pierwszym miejscu. Pracę dydaktyczną prowadził w technikach górniczych oraz na licznych kursach organizowanych przez Ministerstwo Górnictwa i Stowarzyszenie Inżynierów i Techników Górnictwa.

Zmarły opublikował w kraju i za granicą ponad 70 prac naukowo-badawczych z dziedziny bezpieczeństwa oraz wydał książkę pt.: „Bezpieczeństwo i Higiena Pracy w Górnictwie”.

Opracował nowy system elektronicznej analizy wypadków, stosowany w górnictwie węglowym przez szereg lat i adoptowany do innych przemysłów, jak energetyka i gazownictwo.

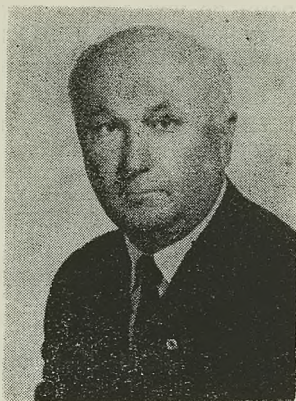
Prócz pracy zawodowej brał czynny udział w działalności społecznej jako: — przewodniczący Komisji Ergonomii i Ochrony Pracy przy Zarządzie Oddziału SITG w Katowicach; — członek Komitetu Ochrony Pracy przy Zarządzie Głównym Związku Zawodowego Górników; — członek Stałego Zespołu Problemowego d/s bhp przy Ministerstwie Górnictwa; — członek Rady Naukowej Centralnego Instytutu Ochrony Pracy.

W dowód uznania za pracę zawodową i społeczną był odznaczony Nagrodą Państwową III stopnia z zakresu postępu technicznego, Srebrnym Krzyżem Zasługi, Medalem 10-lecia PRL, Złotym Krzyżem Zasługi, Krzyżem Kawalerskim Orderu Odrodzenia Polski.

Zmarły odznaczał się dociekliwością naukowca, nie-spotykaną pracowitością i rzetelnością w prowadzeniu badań oraz formułowaniu wyników przydatnych dla polskiego górnictwa.

Pozostawił po sobie trwały ślad w nauce polskiej.

Cześć jego pamięci!



Każdy członek SIT Górnictwa realizatorem
Uchwały Walnego Zjazdu Stowarzyszenia
o dalszy wzrost bezpieczeństwa pracy w górnictwie

XIMINA Z., KONOPKO W., KOSTYK T., LEŚNIE-
SKI F.: Obrót o 180° frontu w ścianie zmechanizo-
wanej. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 12, s. 542—545, rys. 6,
tabl. 1.

Podano opis przygotowań oraz technologii obrotu o 180°
frontu ściany zawalowej, wyposażonej w zmechanizowany ze-
środek OMKTM. Określono warunki stosowania takiej techno-
logii oraz omówiono wyniki produkcyjne i korzyści technicz-
no-ekonomiczne z tego wynikające.

622.281.74

HOCHCIAŁ Z., JĘDRZEJOWSKI A., SIEWIERSKI S.:
Kotwie elastyczne z głowicami gumowymi. Prz. gór.
1977, t. 33, nr 12, s. 546—551, rys. 9, tabl. 1, poz. bibl. 6

Na podstawie wyników badań współpracy kotwi ze stro-
pem i zachowania się skotwionego stropu określono zasadę
doboru typu kotwi dla wyrobisk eksploatacyjnych. Omówio-
no konstrukcję i wyniki badań kotwi z głowicami gumowy-
mi. Określono optymalną geometrię tulei gumowej oraz wy-
kazano, że nie obserwuje się wpływu zmiennych i gwałtownie
narastających deformacji górotworu na charakterystykę
pracy kotwi z głowicami gumowymi.

622.831.24:622.112

KIDYBIŃSKI A., MICHAŁSKI A.: Stateczność
i określenie grubości węglowej ławy ochronnej pod
śląbym stropem. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 12, s. 551—558,
rys. 8, tabl. 1, poz. bibl. 9.

Na podstawie przeprowadzonych obliczeń modelowych
w siatce elementów skończonych określono kierunki i wiel-
kości naprężeń w słabych skałach stropowych nad wyrobi-
skiem ścianowym, podtrzymywanych przez ochronną ławę
węglą grubości 0,20, 0,40, 0,60 oraz 0,80 m. Podano wartości
współczynnika pewności (stateczności) tej warstwy dla
przech typowych wielkości wytrzymałości węgla określonych
wartościami R_c = około 100, 200 i 300 kp/cm². Podano wytycz-
ne doboru grubości węglowych ław ochronnych pod słabymi
stropami dla zapewnienia warunków statecznego utrzymania
stropu wyrobisk ścianowych.

620.197/.198:673.8

SOBOLEWSKA M.: Odporność korozyjna ogniowych
powłok cynkowych w agresywnym środowisku kopal-
nianym. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 12, s. 559—562, rys. 1,
tabl. 1, poz. bibl. 5

Omówiono własności ochronne powłok cynkowych ogni-
wych w agresywnym środowisku kopalnianym. Stwierdzono,
że szybkość korozji powłok cynkowych zależy od stopnia za-
anieczyszczenia powietrza oraz od pory roku. Natomiast w wa-
runkach szybowych, gdzie występują wycieki zmineralizowa-
nych wód naturalnych, trwałość powłok cynkowych okazała
się zadowalającą. Przedstawiono również metody dodatko-
wego zabezpieczenia powłok cynkowych za pomocą powłok
chromianowych oraz malarskich.

NIELUBOWICZ B.: Sposoby uszczelniania podziem-
nych zbiorników skalnych do składowania ropy, pro-
duktów naftowych i paliw gazowych. Prz. gór. 1977,
t. 33, nr 12, s. 562—568, rys. 5, poz. bibl. 6

Przedstawiono sposoby uszczelniania podziemnych zbiorni-
ków skalnych przeznaczonych do składowania ropy nafto-
wej, produktów naftowych i paliw gazowych. Omówiono
sposoby hydraulicznego ograniczania ucieczek składowanych
produktów ciekłych i gazowych. Przedstawiono metody
uszczelniania ociosów komór-zbiorników podziemnych oraz
otworów szybowych, łączących komory składowisk z po-
wierzchnią terenu. Wyrażono pogląd o celowości podjęcia
prac badawczo-studialnych nad opracowaniem najkorzyst-
niejszych dla warunków polskich metod wykonawstwa gór-
niczego zbiorników skalnych.

331.2:681.31

MASTEJ R., JĘDRYCHOWSKI S., ZIELIŃSKI A.:
Skomputeryzowany system ewidencji, obliczania i roz-
liczania wynagrodzeń w kopalniach węgla kamienne-
go. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 12, s. 568—575, rys. 3, poz.
bibl. 8

Przedstawiono zakres funkcjonalny oraz podstawowe roz-
wiązania systemowe skomputeryzowanego systemu ewiden-
cji, obliczania i rozliczania wynagrodzeń w kopalniach węgla
kamiennego. Omówiono integrację przetwarzania w ramach
systemu oraz rodzaje otrzymywanych arkuszy wynikowych.
Podano sposób sporządzania w komputerze analiz wynagro-
dzeń.

622.002:68

WINIEWSKI J. J.: Równania zanieczyszczenia skałą
pionną węgla surowego Górnośląskiego Zagłębia Wę-
glowego. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 12, s. 575—579, tabl.
2, poz. bibl. 8

Posługując się metodami statystyki matematycznej udowod-
niono, że zanieczyszczenie węgla surowego grup pokładow-
wych 200—600 Górnośląskiego Zagłębia Węglowego skałą pion-
ną jest charakterystyczne dla określonej grupy pokładowej
i zależy od średniej zawartości popiołu w danym węglu su-
rowym. Dla grubej i drobnej klasy węgla surowego każdej
z wymienionych grup pokładowych wyprowadza się równa-
nia regresji, których istotność korelacji i regresji kształtuje
się na poziomie prawdopodobieństwa $p = 0,99$. Uzyskane rów-
nania mogą znaleźć zastosowanie w prognozowaniu jakości
(zanieczyszczenia węgla surowego), dając dostateczny dla
przeróbczej praktyki projektowej stopień dokładności wy-
rażany odchyleniem Δ dla poziomu prawdopodobieństwa
 $p = 0,99$.

622.273.24

PIASKOWIECKI A. A.: Podstawowe dane o układach
dowierzchni ścianowych w systemie ścianowym po-
przecznym z zawalem. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 12,
s. 580—586, rys. 13, poz. bibl. 9

Przedstawiono i przeanalizowano kilka nowych układów
dowierzchni ścianowych w systemie ścianowym poprzecz-
nym z zawalem. Uzupełniono treść artykułu pt. „Układy do-
wierzchni taśmowych w systemie ścianowym poprzecznym”
Przegląd Górniczy 1963, nr 7—8. Wyprowadzono niektóre no-
we zależności między elementami systemu ścianowego po-
przecznego z zawalem z nowymi układami dowierzchni ścia-
nowych, ułatwiające wybór bardziej efektywnej odmiany sy-
stemu wybierania. Podano zalety systemu ścianowego po-
przecznego.



W celu zaoszczędzenia autorom trudu ponownego przygotowania nadesłanych do opublikowania w PG oraz dla usprawnienia redagowania i drukowania artykułów redakcja PG prosi o bezwzględne przestrzeganie poniższych wskazówek:

1. Treść artykułów i sposób ich ujęcia powinny odzwierciedlać poziomowi i profilowi tematycznemu publikacji w PG.

2. Każdy artykuł powinien stanowić sam dla siebie zamkniętą całość i ujmować w zasadzie jedno tylko zagadnienie czy też przegląd stanu i perspektyw rozwojowych jakiegoś działu nauki bądź techniki górniczej.

3. Objętość artykułów powinna się ograniczać tylko do 12÷15 stron maszynopisu.

4. Każdy artykuł powinno poprzedzać krótkie streszczenie (treść) o objętości 15÷20 wierszy tak opracowane, aby stanowiło równocześnie notkę informacyjną do celów dokumentacji bibliograficznej. Artykuł powinien się kończyć wnioskami wiążącymi opracowanie autorskie z praktyką górniczą.

5. Artykuły powinny być napisane czytelnie na maszynie na papierze formatu A4 i dostarczane w dwóch egzemplarzach.

6. Rysunki do artykułu (tylko integralnie związane z treścią) powinny być wykonane starannie na kalce lub na białym papierze tuszem lub ołówkiem w formacie dwukrotnie większym. Oznaczenia części i detali na rysunkach powinny być liczbowe (cyfrowe), a nie literowe, wykonane ołówkiem. Należy dołączyć spis rysunków w dwóch egzemplarzach z podaniem treści oznaczeń. Fotografie powinny być wyraźne, średnio-kontrastowe i tak wykonane, aby nie wymagały retuszu; papier biały błyszczący lub półmatowy; format 6×9 lub większy. Rysunki maszyn i urządzeń powinny być uproszczone (najlepiej schematy); to samo dotyczy wycinków map i przekrojów geologicznych.

7. Tablice powinny być napisane na oddzielnych arkuszach, a nie w tekście; nad tablicą tytuł i jej numer.

8. W tekście artykułu należy powoływać się na rysunki i tablice, umieszczać powołania w nawiasach, np. (rys. 1); (tabl. 2). Na marginesie należy „wyrzucać” kolejne numery rysunków czy tablic.

9. Powołania się na literaturę (co jest bezwzględnie wymagane przy korzystaniu z prac innych autorów) należy podawać w tekście w klamrach kwadratowych, np. [4], a kolejność wzorów matematycznych zaznaczać po prawej stronie arkusza numerami w nawiasach okrągłych, np. (2).

10. Wzory matematyczne należy pisać w oddzielnych wierszach tekstu. Szczególnie dokładnie i wyraźnie należy pisać litery alfabetu greckiego oraz wskaźniki (indeksy) i wykładniki potęg.

11. Artykuły powinny być pisane zwięzłym, jasnym i ścisłym językiem z zachowaniem terminologii tech-

nicznej oraz ogólnie obowiązujących skrótów, oznaczeń i symboli.

12. W związku z obowiązującym od dnia 24 V 1976 r. Zarządzeniem nr 65 Prezesa PKNiM we wszystkich opracowaniach nadsyłanych do PG powinny być stosowane jednostki systemu SI (System International) i inne legalne jednostki miar.

13. Literaturę, której wykaz podaje autor na końcu artykułu, cytuje się w następujący sposób:

— Książki: nazwisko i inicjały imion autora w pisowni oryginału (rosyjskie — w transkrypcji według „Zasad pisowni” S. Jodłowskiego i W. Taszyckiego) — dwukropek — tytuł pracy (pełny) w pisowni oryginału (rosyjski według „Zasad pisowni”) i ew. tłumaczenie na język polski w nawiasie — kropka — kolejność wydania (np. wyd. 3) — ewent. tom — t, część — cz., volumen — vol. itd. — przecinek — miejsce (w języku i pisowni oryginału) oraz rok wydania — wydawca (można podać skrót) — przecinek — stronica — s. Przykład: Agte G., Vacek I., Goetzel G. G.: Wolf-ram a Molybden. Wyd. 1, Praha 1954 SNTL., s. 75. — Czasopisma: nazwisko i inicjały imion autora — dwukropek, — tytuł pracy — kropka — nazwa czasopisma ewent. obowiązujący skrót oraz rok wydania i ewent. tom — przecinek numer zeszytu: Przykład: Masdon H. M., Terington J. S.: The layout in integrated iron and steel works. Journal of the Iron Steel Institute 1949, nr 4, s. 327. Tych zasad cytowania literatury należy bezwzględnie przestrzegać.

14. Autor powinien bezwarunkowo dokładnie przeczytać i sprawdzić tekst, skontrolować tablice, rysunki, literaturę oraz podać czytelnie swe imię, nazwisko i tytuły naukowe oraz dokładny adres i ew. nr konta PKO.

15. Redakcja PG zastrzega sobie prawo dokonywania niezbędnych poprawek redakcyjnych, skreśleń lub uzupełnień, nie zmieniających zasadniczych myśli i tez czy poglądów autora. W przypadku większych zmian redaktor działowy uzgadnia poprawki z autorem, a autor obowiązany jest na własny koszt przepisać artykuł oraz przesłać go do redakcji PG najpóźniej w ciągu miesiąca.

16. Przesłane do korekty autorskiej szpalty artykułów należy zwrócić najpóźniej do 2 dni (listem ekspresowym) Redakcji PG na adres: Katowice, GIG, Plac Gwarków 1, Pawilon, pok. 148.

Uwagi

O przyjęciu do druku artykułu decyduje Komitet Redakcyjny PG. W razie nieprzyjęcia artykułu do druku autor otrzymuje pisemne zawiadomienie. Redakcja zasadniczo nie zwraca nadesłanych artykułów.

Autor otrzymuje bezpłatnie jeden egzemplarz numeru PG, w którym wydrukowano jego artykuł.



Cena 12 zł

